Trow

CONTRACT SERIAL NO.
003SQ-23440-8-9063-01-sq

CONTRACTOR:
TROW LTD.

ÉTUDE POUR DÉTERMINER LES STOTS DE SURFACE PROPRIÉTÉS MÉCANIQUES ET STRUCTURELLES DOSSIER DSS NO 003SQ-23440-8-9063 PHASE III - RAPPORT DÉFINITIF EXAMEN DES DONNÉES

PRÉPARÉ POUR
ÉNERGIE, MINES ET RESSOURCES CANADA
CANMET - DIVISION MRL

TROW ONTARIO LTD.
Toronto, Hamilton, London
Sudbury, North Bay, Ottawa

Projet No: S02095R
le 10 octobre 1989

1074, prom. Webbwood
Sudbury, Ontario
TÉL: (705) 674-9681
FAX: (705) 674-8271

81 + 16 figs.

MICROMEDIA

Trow

TABLE DES MATIÈRES

1.0	INTRODUCTION	1
2.0	DISCONTINUITÉS STRUCTURELLES	2
3.0	MÉCANISMES DE DÉFAILLANCE ET ÉVALUATIONS DE STABILITÉ	4
	3.1 Modèles empiriques	5
	3.2 Modèles numériques	7
4.0	SOMMAIRE	8

ANNEXES

Distributions de fréquence de cassures	Annexe I
Enregistrements	Annexe II
Modèles empiriques simples	Annexe III
Méthode Mathews	Annexe IV
Sections transversales des mines	Annexe V

Trow

Rock Mechanics and Mining Division

Trow Ontario Ltd.
Consulting Engineers
1074 Webbwood Drive
Sudbury, Ontario. P3C 3B7
Telephone: (705) 674-9681

S02095R

le 10 octobre 1989

Énergie, Mines et Ressources Canada
CANMET - Division MRL
555, rue Booth
OTTAWA (Ontario) K1A 0G1

À l'attention de : M. Denis Labrie, M. Sc. A., Eng.

Messieurs :

ÉTUDE POUR DÉTERMINER LES PROPRIÉTÉS MÉCANIQUES ET STRUCTURELLES DES STOTS DE SURFACE
DOSSIER DSS NO 003SQ-23440-8-9063
PHASE III - RAPPORT DÉFINITIF - EXAMEN DES DONNÉES

Suite à l'approbation du Ministère du rapport sur la deuxième phase[1] et à l'autorisation de continuer à la troisième phase, donnée le 5 avril 1989, Trow Ontario Ltd. a entrepris les travaux conformément aux directives de cette phase. Ce rapport résume les données telles que requises pour la première tâche, discute des données statistiques sur les discontinuités structurelles requises pour la deuxième tâche et révise les moyens de former et de mesurer les stots tels que précisé dans la troisième tâche.

1.0 INTRODUCTION

Ce rapport intérimaire touche les éléments suivants. La première section présente les données en diagraphie afin que les caractéristiques de structure, de résistance et de déformation soient rangées côte à côte. Ces caractéristiques sont présentées en coupes transversales dans l'annexe V telles que requis par votre bureau.

Cette section fournit également la cartographie de toutes les discontinuités sur une projection Schmidt d'hémisphère inférieure et de superficie égale. Aucun rapport n'est indiqué entre les familles de joints ou la convergence des joints et le type du roc. Seuls les pôles pour chaque trou de forage sont présentés sans établir la différence entre les types du roc. Les tracés de contours des convergences des pôles sont aussi présentés pour aider à l'identification des familles de joints à chaque site minier. Ces tracés tiennent compte de la partie supérieure prévue du trou de forage lorsque son coefficient de série n'est pas étudiée et lorsque la carotte n'est pas orientée vers la

---

1 *Piciacchia, L., 1989, "Study to Determine Surface Crown Pillar Mechnical Properties, Phase II Report".*

vraie partie supérieure du trou de forage. En raison de ceci, le nord géographique est inconnu.

L'espacement entre chaque cassure est analysé à l'aide de données statistiques pour chaque trou de forage afin de nous fournir une moyenne et un espacement modal pour chaque trou de forage.

Une discussion concernant les modes possibles de défaillance s'ensuit et une évaluation de chaque stot se fait à l'aide de diverses techniques analytiques et numériques.

2.0 DISCONTINUITÉS STRUCTURELLES

Les discontinuités structurelles pour chaque site minier sont présentées sur les illustrations Schmidt 1,2,3,4 de superficie égale. Les illustrations 5,6,7,8 tracent ces discontinuités et identifient les familles de joints. Le pendage moyen et les valeurs de direction ont servi à la présentation des grands cercles pour chaque famille de joints dans les illustrations 1,2,3,4. Deux famille de joints ont été identifiées; le tableau I résume les résultats quant aux séries de joints principaux et secondaires selon leur convergence.

TABLEAU #1
Sommaire des séries principales et secondaires des joints

Mine	# de séries principales	# de séries secondaires
Pamour	1	1
Bousquet	1	1
Belmoral	2	3
Chimo	2	0

À part l'évaluation des familles de joints quant à leur fréquence, la fréquence de cassures, compte tenu de l'orientation, a été également évaluée pour chaque trou de forage. Le tableau II résume ces données et l'annexe I fournit des histogrammes statistiques.

TABLEAU #2
Sommaire des analyses statistiques de la fréquence des cassures

Trou de forage	Moyenne (ins.)	Écart type (ins.)	Valeur modale (ins.)
Pamour			
P1	3,77	3,70	2,5
P2	6,9	5.3	4
P3	3,80	3,50	3
Bousquet			
B1	3,72	3,72	1
B2	4,95	5,17	3
B3	4,39	4,56	1
Belmoral			
BM1	10,18	10,95	3,25
BM2	6,49	5,64	2,5
BM3	9,59	9,39	3,85
Chimo			
C1	5,98	5,57	3,5
C2	5,75	5,63	3,5
C3	5,76	4,82	2

On a également noté que les moyennes et les valeurs modales ont été enregistrées à chaque site et que les écarts types étaient de même importance que celle de la moyenne. Cette dernière observation implique qu'il peut y avoir un plus grand espacement entre les vraies cassures pour chaque trou de forage qu'indique la moyenne. De plus, les histogrammes indiquent un biais à la droite de toutes les moyennes dans tous les cas. Donc, ces valeurs fourniraient une approche conservatrice aux fins de calcul. Les valeurs modales telles que l'indique le tableau II, semblaient plus conservatrices que les moyennes.

De plus, nos enregistrements ont été révisés de façon à comprendre les données de terrain et de laboratoire disponibles pertinentes aux propriétés de résistance et de déformation[2]. L'annexe II fournit ces données.

---

2 *Gorski, B., Murray, G., Schlueter, S. 1989. "Strength Determinations of Belmora, Pamour, Chimo and Bousquet Mine Rocks". MRL 89-22 (INT)*

3.0 MÉCANISMES DE DÉFAILLANCE ET ÉVALUATIONS DE STABILITÉ

La mécanique de défaillance couvre deux aspects : contrainte et cadres structurels. Cependant, en ce qui a trait aux stots qui se trouvent près de la surface, les défaillances structurelles prédominent en général où les niveaux de contrainte sont considérés comme bas. Ceci ne veut pas dire que la contrainte ne détermine pas les défaillances structurelles. Les contraintes in situ contribuent principalement à l'accouplement des blocs existants en augmentant les niveaux de contrainte réguliers et ainsi la résistance au cisaillement. Cette influence assure que les joints sont bien orientés dans le cadre de contraintes. Les contraintes peuvent assurer la défaillance en contribuant aux forces qui agissent sur les plans de défaillance. Il faut surtout reconnaître le fait que les contraintes peuvent provoquer ou empêcher les défaillances structurelles.

Pour déterminer la possibilité de défaillance, l'orientation spatiale relative et géométrique des joints existants et des trous de forage constitue le facteur le plus important à considérer. Par exemple, si le trou de forage et la série des joints principaux sont presque verticaux, le mode de défaillance probable agirait sur les épontes supérieure et inférieure lorsque les joints postérieurs seraient susceptibles de faire défaut en raison d'un mécanisme bouchon/goutte. Si par contre, le trou de forage et la série de joints principaux sont presque horizontaux, le mode de défaillance probable agirait sur le postérieur. Quant à l'orientation relative entre ces deux extrémités, les mécanismes de défaillance, soient les mécanismes de plans, tête, bouchon/goutte, peuvent se produire selon les angles d'inclinaison et d'aplomb relatifs spécifiques entre les joints et les trous qui sont à considérer. Ce projet ne vise pas à expliquer au fond les mécanismes de défaillance. Cependant, la documentation ne fournit pas suffisamment d'information sur l'évaluation des mécanismes possibles de défaillance et sur l'évaluation des restrictions des divers mécanismes (par exemple, les défaillances de tête peuvent se produire lorsque les angles relatifs d'inclinaison mesurent entre 0° et 10° et les angles exacts d'inclinaison mesurent entre 75° et 90°).

Plusieurs modèles empiriques et numériques servent à l'évaluation de la stabilité des terrains. Chacun de ces groupes généraux fournissent des avantages et des inconvénients quant à leur emploi dans l'évaluation des stots de surface.

Par exemple, les approches numériques telles que les modèles en plastique élastique exigent des propriétés de puissance, telles que le module de déblais et la résistance, qui sont difficiles à évaluer quant au roc in situ. Les divers systèmes de classification du roc ne se prêtent pas facilement à de tels modèles. Réciproquement, la plupart des modèles empiriques se basent essentiellement sur les systèmes particuliers de classification du roc.

Les paragraphes suivants portent premièrement sur quelques-unes des restrictions reconnues des techniques numériques et empiriques. Deuxièmement, on y aborde les évaluations particulières de la stabilité en employant quatre méthodes empiriques et une méthode numérique. Finalement, on y aborde d'autres techniques applicables disponibles qui servent à l'évaluation des stots de stabilité.

3.1 Modèles empiriques

Les modèles empiriques dont on discute dans cette section ont rapport à un système de classification particulier du roc. Ces modèles permettent les mêmes hypothèses et restrictions que leur système de classification. Donc, il n'est pas possible de discuter ces modèles empiriques avant d'examiner le système de classification du roc dont on se sert avec ces modèles en tant que partie intégrante des procédures de conception.

Sept systèmes de classification du roc ont été examinés, dont la classification simple Deere[3] et les systèmes plus complexes NGI[4] et CSIR[5]. Ces systèmes avaient pour but premier de fournir une représentation des propriétés du roc. Chaque système vise à décrire le roc à divers degrés. Cependant aucun de ces systèmes n'aborde complètement l'interaction entre la géométrie minière, l'orientation et les caractéristiques du roc.

Après avoir révisé ces systèmes, trois modèles empiriques d'essai simples ont été appliqués à chaque mine étudiée, dont le système Merritt[6], système de creusement NGI et la durée de résistance CSIR. Les diagrammes de dessin figurent à l'illustration IX. Ces trois systèmes abordent les indices Deere-RQD, NGI-Q et CSIR-RMR, respectivement. Donc, chacun de ces systèmes sera examiné en détail.

La classification Deere constitue un indice quantitatif de la qualité du roc selon la récupération des carottes lors du forage au diamant. Cette méthode est sujette au biais provenant de techniques de forage et ses capacités sont limitées, car elle aborde la fréquence des cassures et ne justifie pas l'orientation des cassures, l'effet des contraintes et de l'eau. etc. Donc, ces mêmes restrictions s'appliquent au système Merritt.

Par contre, le système NGI essaye de justifier les joints transversaux, la rugosité et l'altération et les conditions d'eau et de contrainte. Il traite également l'indice RQD. Cependant, l'orientation des joints n'est pas considérée dans ce système.

Le système CSIR comprend de nombreux facteurs tels que le RQD, la résistance du matériel intact, l'espacement des joints et l'état des joints et de l'eau souterraine. Plusieurs modifications sont apportées à l'indice afin de justifier l'orientation des joints qui se rapporte au trou de forage. Ce système ne justifie pas, cependant, l'effet des contraintes in situ.

---

3 *Deere, D.U. (1964). Technical description of rock cores for engineering pruposes. Rock Mechanics and Engineering Geology, Vol. 1, No. 1, pp. 17-22.*

4 *Barton, N., Lien, R., and Lunde, J. (1974). Engineering classification of rockmasses for the design of tunnel support. Rock Mechanics, Vol. 6, No. 4, pp. 189-236.*

5 *Bieniawski, Z.T. (1974). Geomechanics classification of rockmasses and its application in tunnelling. Proc. Third International Congress on Rock Mechanics, ISRM, Denver, Vol. 11A, pp. 27-32.*

6 *Merritt, A.H. Geologic prediction for underground excavations. Proc. First North American Rapid Excavation and Tunnelling Conference, AIME, New York, 1972, pages 115-132.*

Ces trois systèmes de classification servent comme partie intégrante des trois dessins qui figurent à l'illustration IX. Chacun de ces dessins tend vers le creusement, car les dimensions et la stabilité du roc superposé au-dessus du trou de forage (stot) ne sont pas considérées. Alors, on ne peut prendre qu'une mesure indirecte de la stabilité du stot.

On trouve un résumé des résultats de cette phase du modelage au tableau III et on fournit les calculs détaillés et le sommaire des hypothèses à l'annexe III.

Quant à cette phase du modelage, il est évident que la durée de résistance CSIR s'avère peu fiable et peu raisonnable en raison du fait que la définition de la travée active se base sur l'interprétation Lauffer[7] qui ne justifie pas la profondeur ou le pendage du trou.

Il est difficile de faire la critique des systèmes de classification Merritt ou NGI, car peu de données d'analyse n'est disponible. Cependant, un affaissement à surface s'est produit à Bousquet et selon le système NGI, aucun support n'est requis. En effet, ce système indique qu'aucun support n'est requis dans tous les cas. Réciproquement, le tableau III indique que quelque forme de support est requis dans tous les cas à l'exception de Chimo, selon le système Merritt.

À part ces méthodes empiriques de creusement, une version modifiée de la méthode Mathews[8] a été utilisée aux fins de l'évaluation de la stabilité. Ce système se base sur un indice NGI-Q modifié et a été créé pour aider à l'agrandissement des chambres à une profondeur quelconque. Le système a été modifié en appliquant des niveaux moins élevés de contrainte initiale que d'habitude. Ceci a été fait pour justifier le manque de profondeur. Un modèle en plastique élastique a été appliqué pour évaluer les contraintes imposées.

Cette méthode utilise un choix de facteurs géotechniques qui sont regroupés pour fournir un coefficient de stabilité qui, en vue du facteur de profil, évalue empiriquement la stabilité des surfaces qui gardent les chambres ouvertes. Le coefficient de stabilité utilisé justifie la qualité du roc, l'état de contrainte et l'orientation des surfaces exposées tandis que le facteur de profil justifie la forme et les dimensions du trou de forage. La plus grande restriction de cette méthode est sa capacité de n'aborder que les trous de forage simples. Cette méthode s'applique à chaque étude de cas. Le tableau IV et l'illustration X résument nos résultats à cet égard. L'annexe IV fournit les courbes utilisées et souligne les procédures de calcul qui s'appliquent à chaque étude de cas. Le sommaire du tableau IV indique qu'aucun de ces sites miniers fait face à la possibilité d'un affaissement. Cependant, il y a la possibilité de plusieurs conditions instables. Ceci s'applique bel et bien à la mine Bousquet où la

---

7 *Lauffer, H. (1958). Gebirgsklassifizierung fur des stollenbau. Geologie und Bauwesen, Vol 24, No. 1, pp. 46-51.*

8 *Mathews, K.E., Hoek, E., Wydlie, D.C. and Stewart, S.B.V., 1981, "Prediction of Stable Excavation Spans for Mining at Depths Below 1000 metres in Hard Rock".*

possibilité existe que l'éponte supérieure, l'éponte inférieure et le postérieur soient instables. Il est évident que ces facteurs ont contribué à son affaissement.

Il est à noter aussi que la mine Pamour a eu plusieurs affaissements de l'éponte supérieure et inférieure. De plus, les problèmes d'instabilité d'éponte supérieure prévus pour la mine Belmoral sont très connus et amplement documentés.

En bref, cette méthode semble convenir à l'application des études des stots. Cependant, du travail supplémentaire serait requis pour améliorer le modèle pour son application à des lieux près de la surface. De plus, beaucoup plus d'analyses du postérieur devraient être faites dans une gamme de cadres afin d'évaluer complètement les restrictions et l'applicabilité de ce modèle. Il est également à noter que le système Merritt simple fournit des prévisions qui nous portent aux mêmes résultats que le système Matthews qui est plus complexe.

3.2 Modèles numériques

L'applicabilité des modèles numériques doit être en fonction du type particulier de modèle considéré. Par exemple, un modèle d'analyse de contraintes, soit linéaire ou non linéaire, serait restreint quant à son applicabilité lors de l'évaluation du comportement des stots pour deux raisons particulières. Premièrement, les stots comportent souvent des joints et des cassures afin que de nombreux modèles d'analyse de contraintes ne puissent précisément représenter un tel matériel. Donc, ils n'arrivent pas à complètement représenter le roc. De plus et d'une plus grande importance, les niveaux de contrainte près de la surface sont typiquement bas parce que la défaillance causée par les contraintes est rare, à moins que les profondeurs des morts terrains dépasse la norme ou que des contraintes horizontales élevées se produisent. L'illustration XI présente ceci à l'aide d'un modèle en plastique élastique simple. Cette illustration représente la situation à la mine Chimo. Elle indique que les niveaux de contrainte quant aux stots sont typiquement maintenus à moins de 2 MPa. Dans ces circonstances, les modèles d'analyse de contraintes prévoient toujours des situations sûres, car ils ne justifient pas l'accouplement des joints et le déplacement de tels joints dans le trou existant. Malgré les modèles d'analyse de contraintes, ceci peut aider à la première évaluation de la contrainte qui s'emploie conjointement avec les méthodes empiriques telles que la méthode Matthews.

Le deuxième groupe de codes numériques comporte des modèles de bloc discret. Ces modèles visent les rocs qui sont supportés par des joints. Le roc peut être modelé comme des blocs discrets qui ont la capacité de se déplacer relativement aux autres modèles discrets et au trou de forage. Donc, ces modèles représentent fidèlement l'orientation relative et exacte des joints. Des trajectoires, à partir des déplacements de tels modes peuvent, donc, servir à évaluer les aux modes de défaillance. Les résultats de nos expériences indiquent que les modèles de bloc discret s'appliquent mieux au modelage des stots supportés par des joints.

4.0 SOMMAIRE

Ce rapport avait pour but de résumer les données de laboratoire et de terrain pour chaque étude de cas. Ce rapport visait également à étudier l'application des modèles numériques et empiriques pour évaluer la stabilité des stots.

L'analyse statistique de la fréquence de cassures indique des fréquences qui ont une moyenne de 5 pouces et un mode d'environ 3 pouces. Les courbes de distribution de la fréquence des cassures ont un biais typique à la droit de la moyenne. De plus, l'écart type indique une dispersion vaste de fréquence des cassures. Ceci indique que dans certains cas, l'espacement des cassures peut être plus grand qu'indique la moyenne.

L'étude des modèles applicables indique la médiocre applicabilité de modèles empiriques tels les systèmes CSIR et NGI. Le modèle Matthews semble avoir la capacité d'évaluer la stabilité des stots. De plus, ses prévisions semblent en accord avec celles du système Merritt.

Les modèles numériques tels que les modèles en plastique élastique complexe ou simples ne devraient servir qu'à évaluer les contraintes.

En révisant ces modèles, nous sommes de l'avis que la technique la plus convenable pour évaluer la stabilité et les modes de défaillance dans les rocs qui sont supportés par des joints soit le modèle de bloc discret.

Si vous avez des questions n'hésitez pas à communiquer avec le soussigné à ce bureau.

Veuillez agréer l'expression de mes sentiments les plus distingués.

TROW ONTARIO LTD.

LICENSED PROFESSIONAL ENGINEER
L. PICIACCHIA
PROVINCE OF ONTARIO

Luciano Piciacchia, Ph.D., P. Eng.
Ingénieur principal en mécanique du roc

LP: lstp
p.j.
Dist: Énergie, Mines et Ressources Canada
CANMET - Division MRL (8)

TABLEAU #3

Sommaire des méthodes empiriques simples

Mine	Largeur de chambre (m)	Hauteur de chambre (m)	Profondeur du trou de forage	Système Merritt	NGI	Durée de résistance CSIR
Pamour	9.2	38.13	6.1	boulonnage général pour toutes les épontes	aucun support	2 1/2 mois
Bousquet	5	40	15	boulonnage général éponte supérieure/ inférieure	aucun support	1 jour
Belmoral	3.05	45.8	6.1	boulonnage général éponte supérieur	aucun support	10 jours
Chimo	4	40	30	aucun support	aucun support	2 1/2 mois

TABLEAU #4

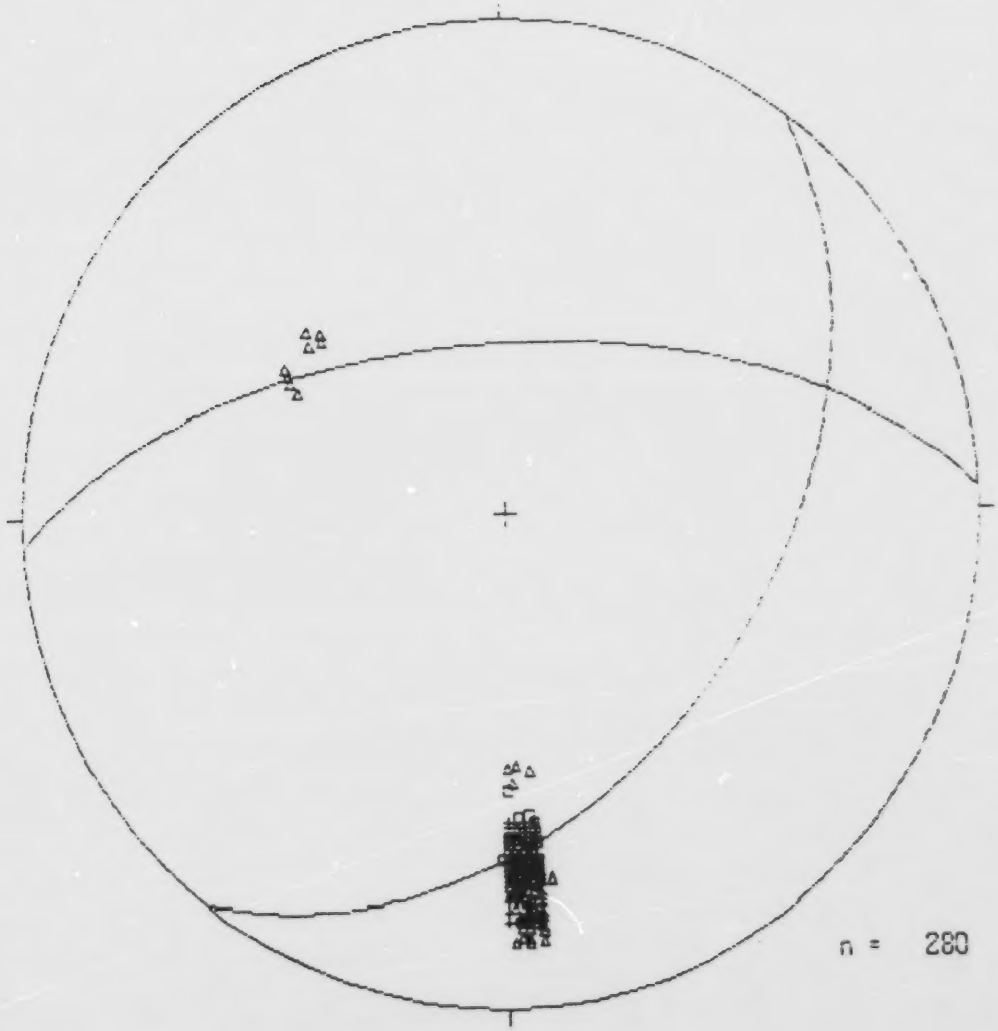
Sommaire de la méthode Matthews modifiée

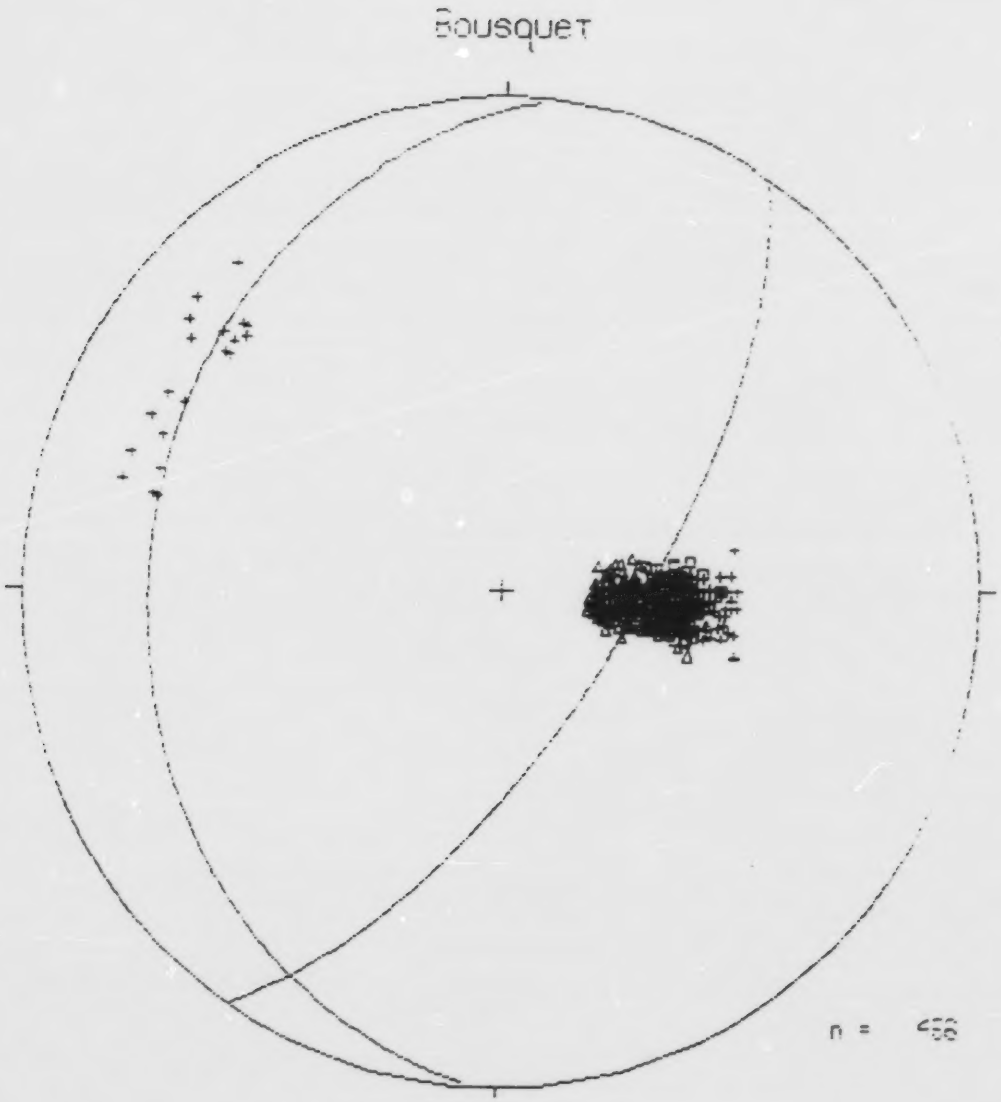
Mine	Zone de stabilité	Zone d'instabilité possible	Zone d'affaissement possible
Pamour	postérieur, extrémités	éponte inférieure/supérieure	---
Bousquet	extrémités	éponte inférieure/supérieure, postérieur	---
Belmoral	extrémités, éponte inférieure, postérieur	éponte supérieure	---
Chimo	extrémités, éponte supérieure/ inférieure	postérieur	---

S02095R

Dwg. No. 1 Trow

Pamour Mine

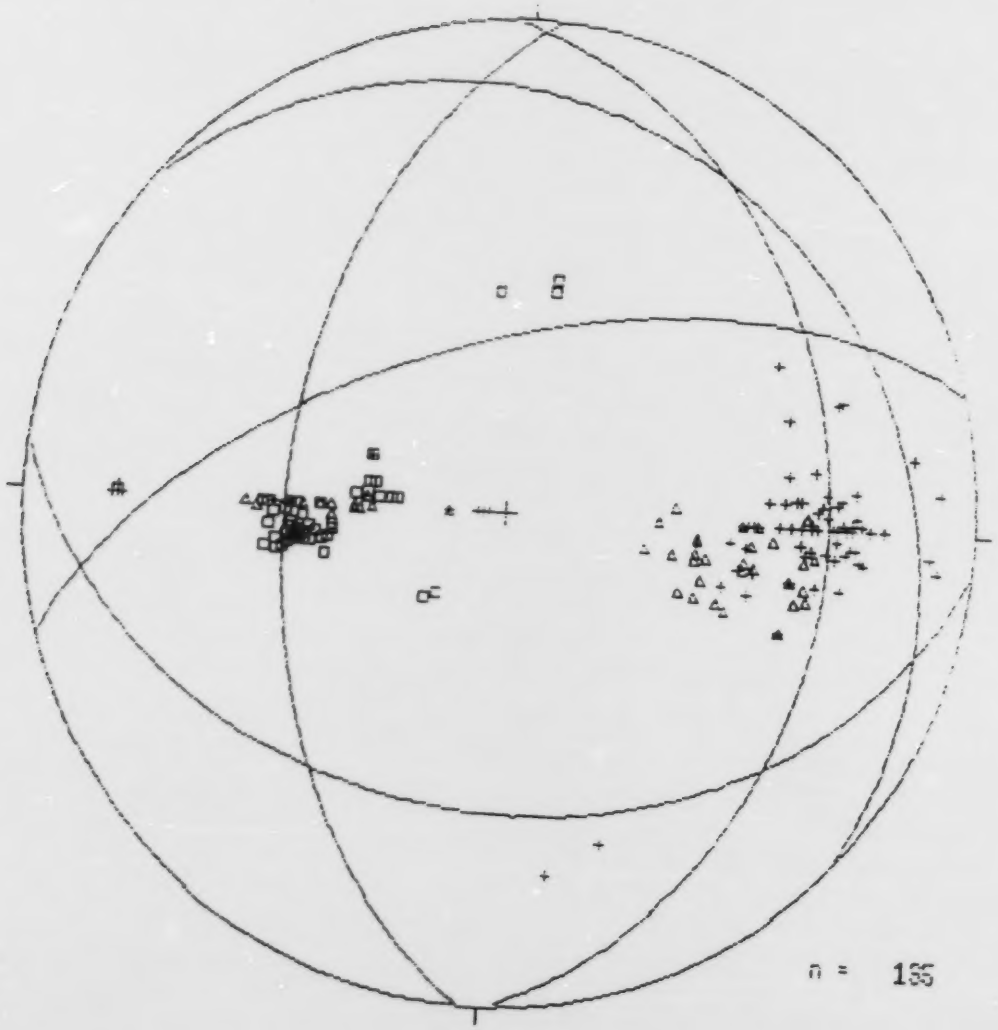



Bousquet
n = 456

S02095R

Dwg. No. 3 Trow

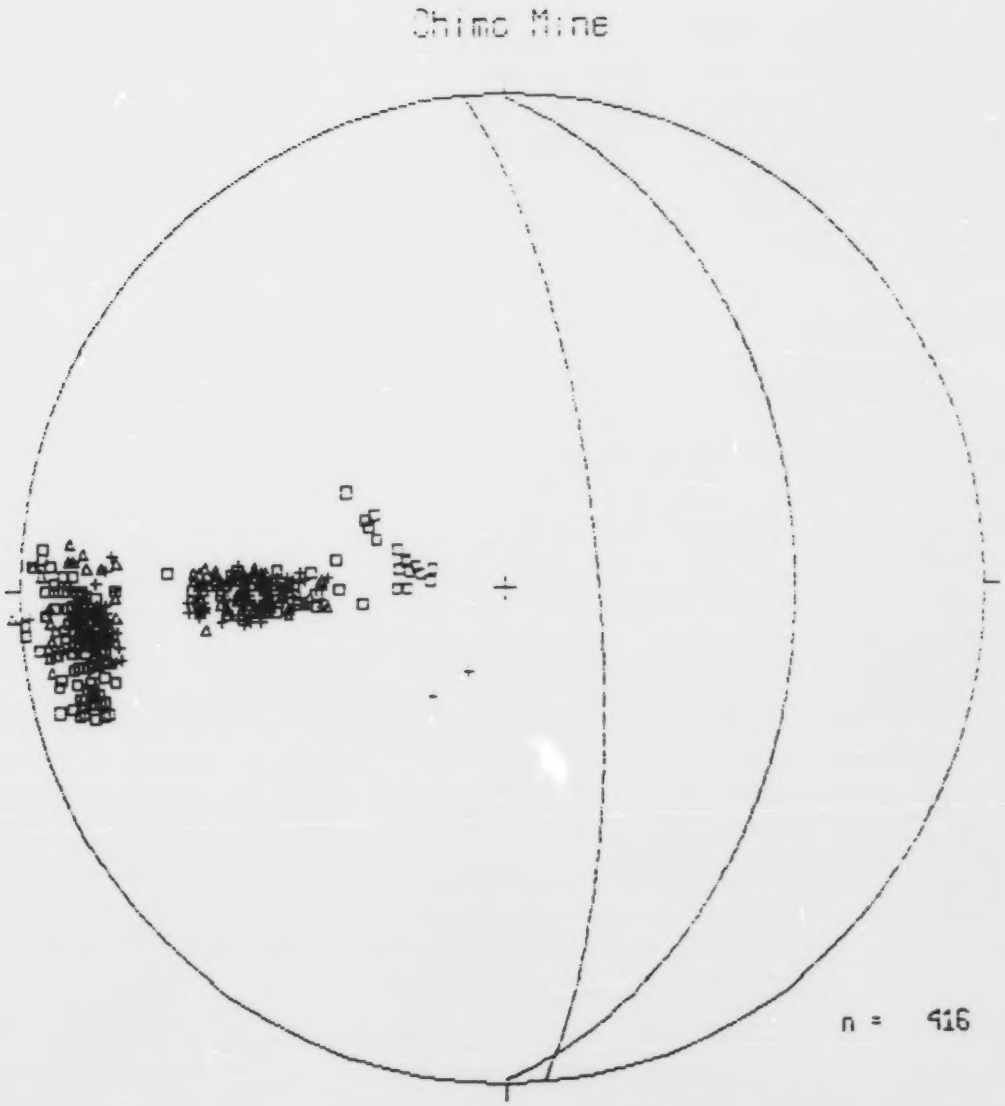
Belmont Mine



S02095R

Dwg. No. 4

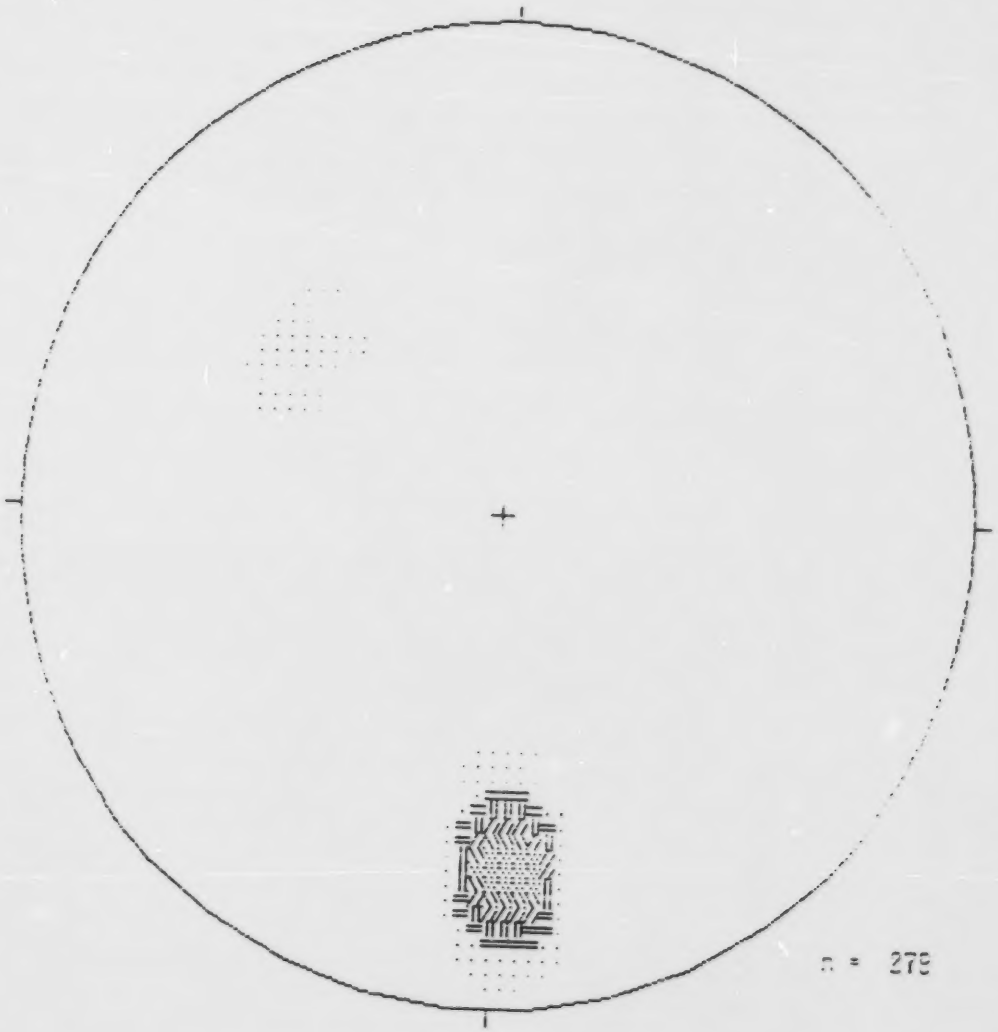
Trow



S02095R

Dwg. No. 5

Pamour Mine



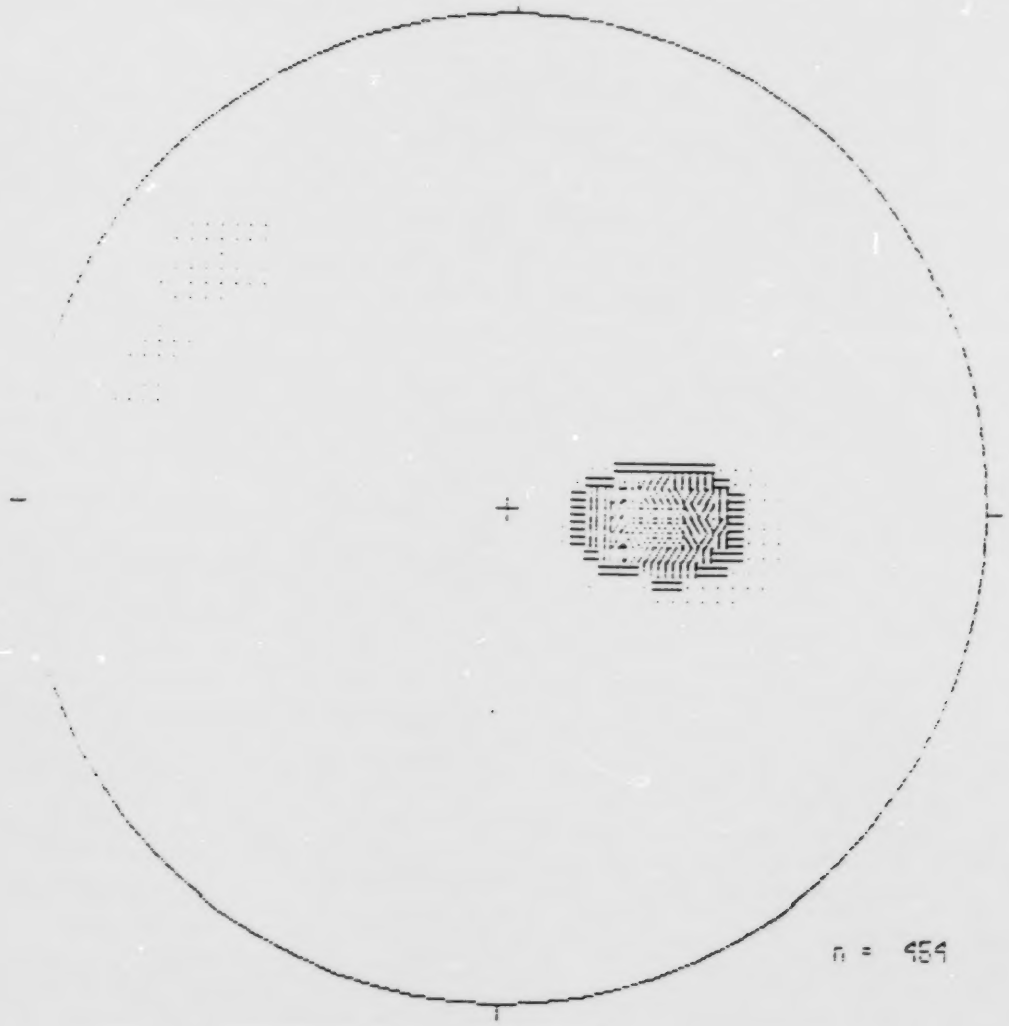
0.4-14.4% 14.4-28.4% 28.4-42.4% 42.4-56.4%

56.4-70.4% 70.4-84.5%

S02095R

Dwg. No. 6 Trow

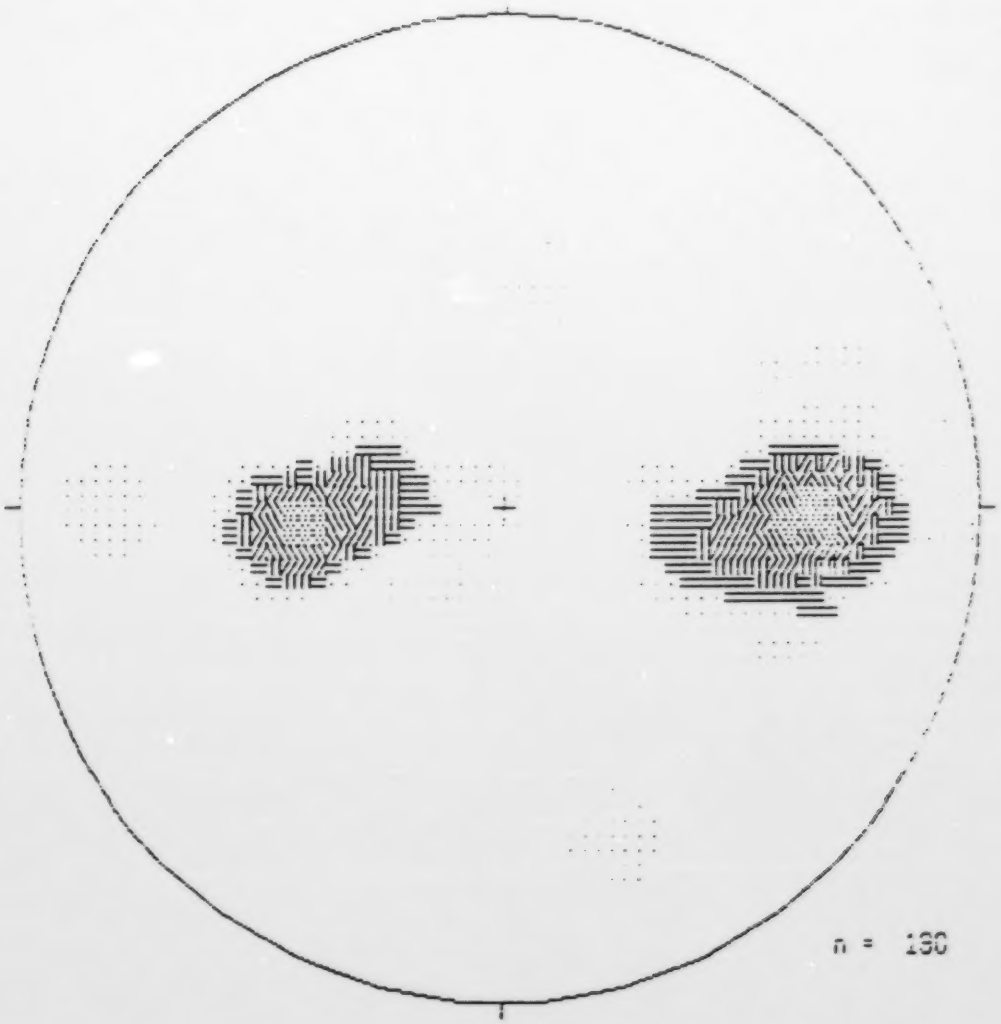
Bousquet



0.2-12.2% 12.2-24.2% 24.2-36.2% 36.2-48.2%

48.2-60.2% 60.2-70.9%

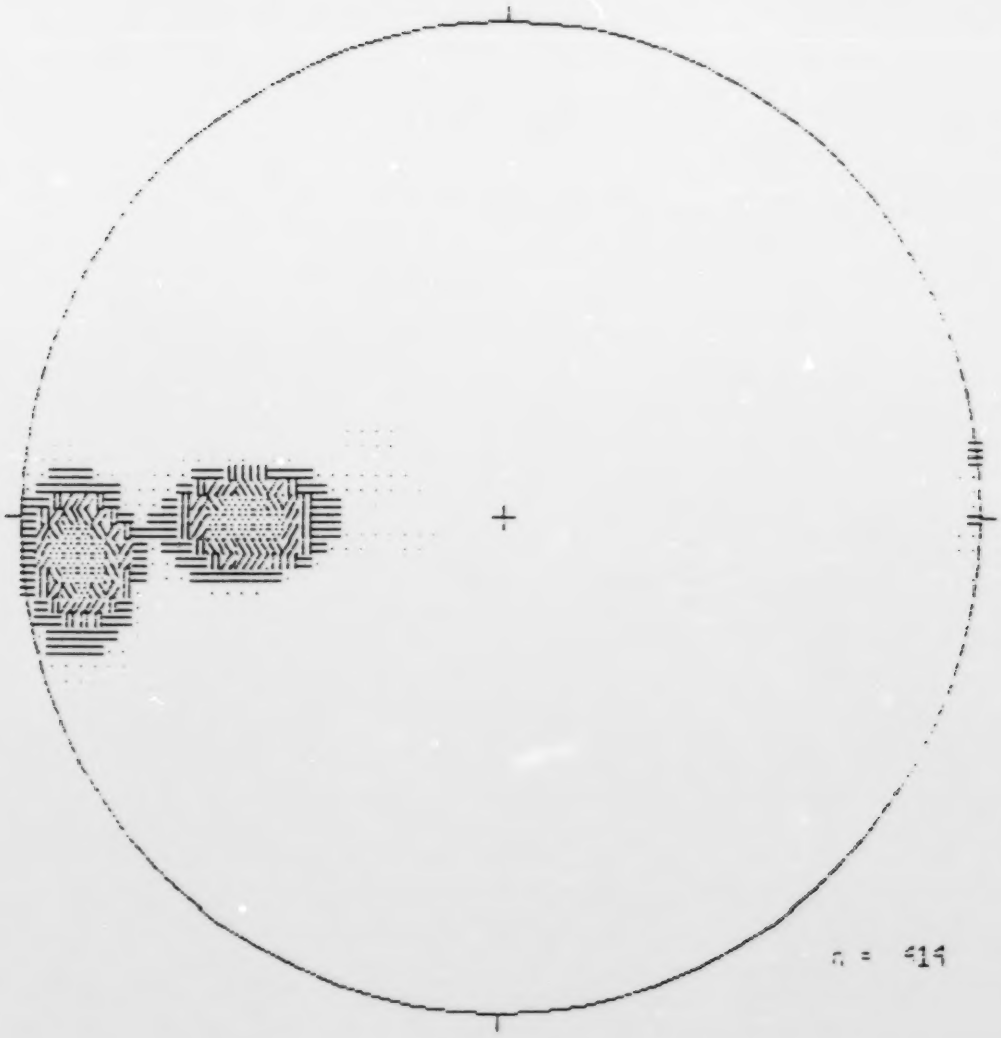
Belmoral Mine



0.5-4.5% 4.5-8.5% 8.5-12.5% 12.5-16.5%

16.5-20.5% 20.5-22.6%

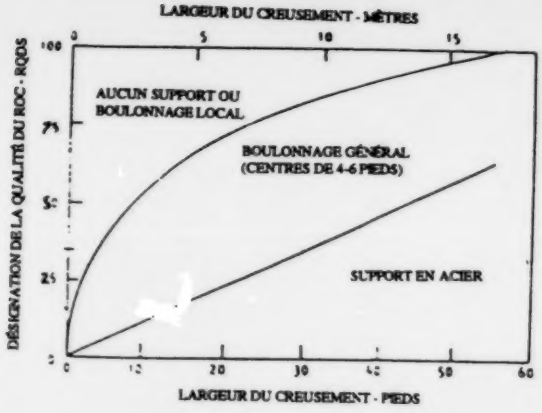
Chimo Mine



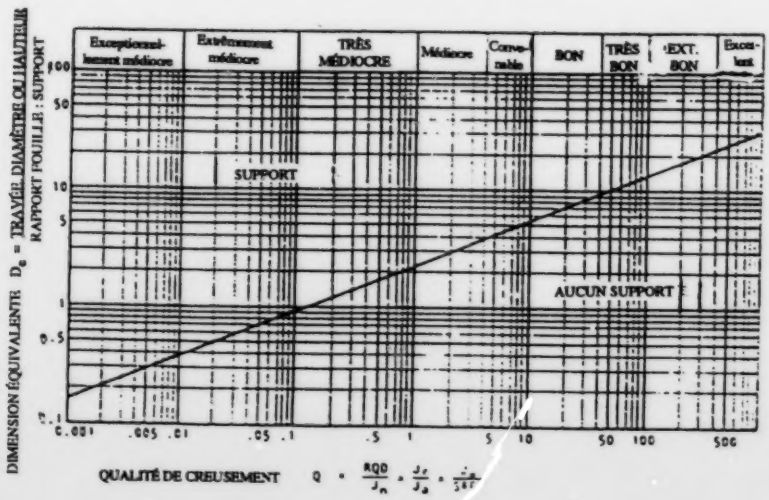
0.2-6.2% 6.2-12.2% 12.2-18.2% 18.2-24.2%

24.2-30.2% 30.2-37.0%

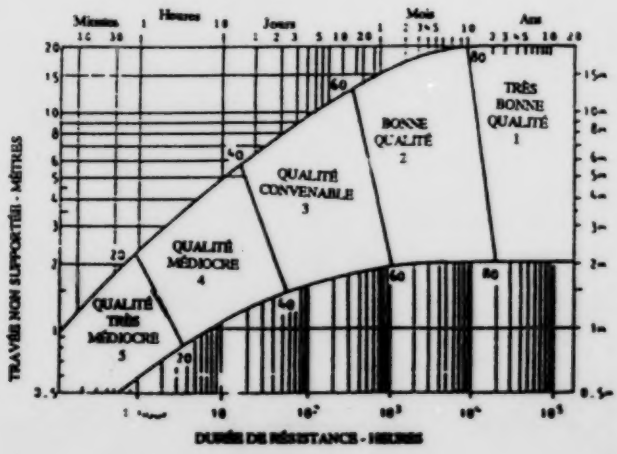
S02095R



Merritt [6]



NGI [4]



CSIR - Bieniawski 5

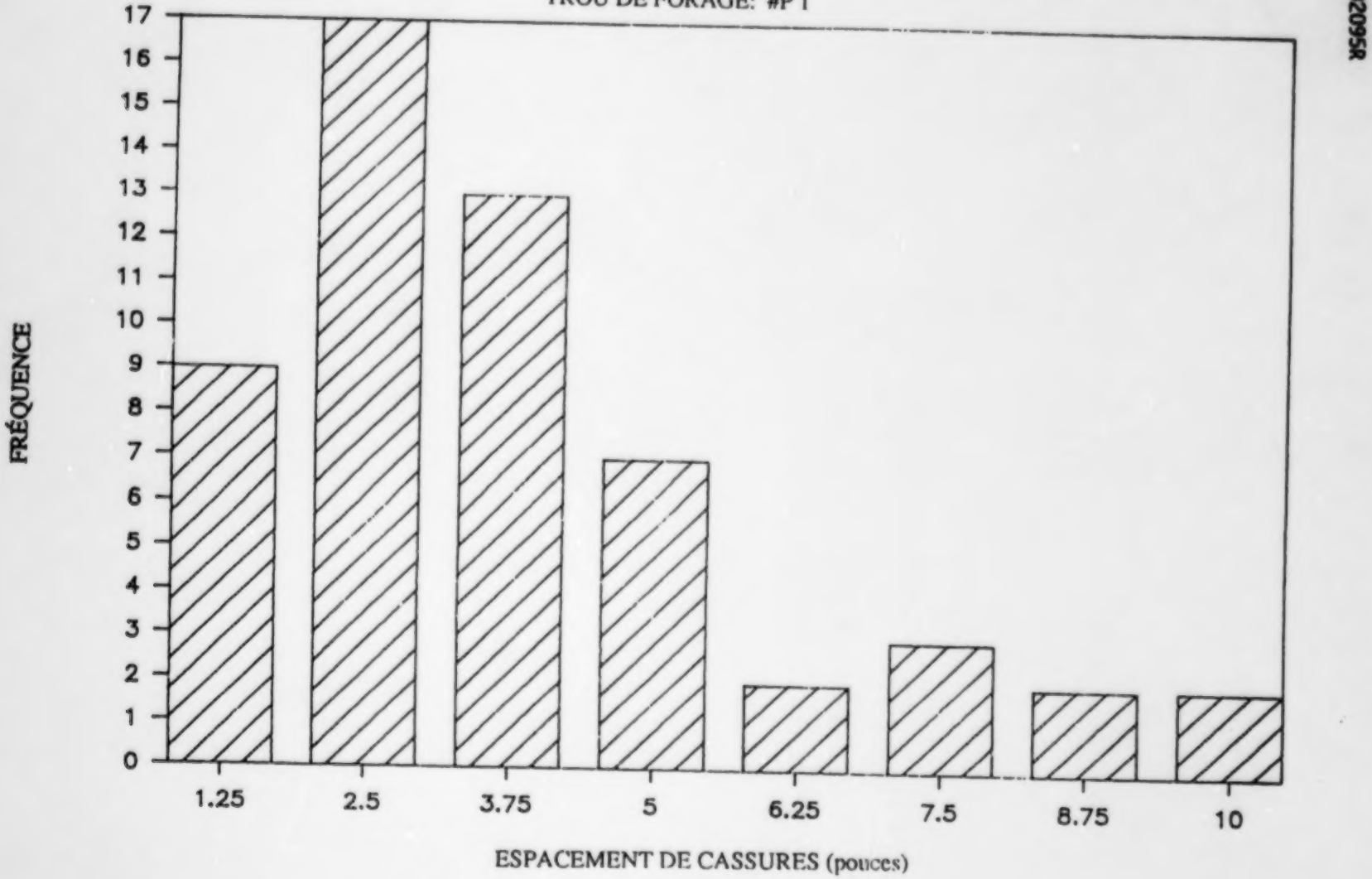
Trow

ANNEXE 1
Distribution de fréquence des cassures

MINE PAMOUR

TROU DE FORAGE: #P 1

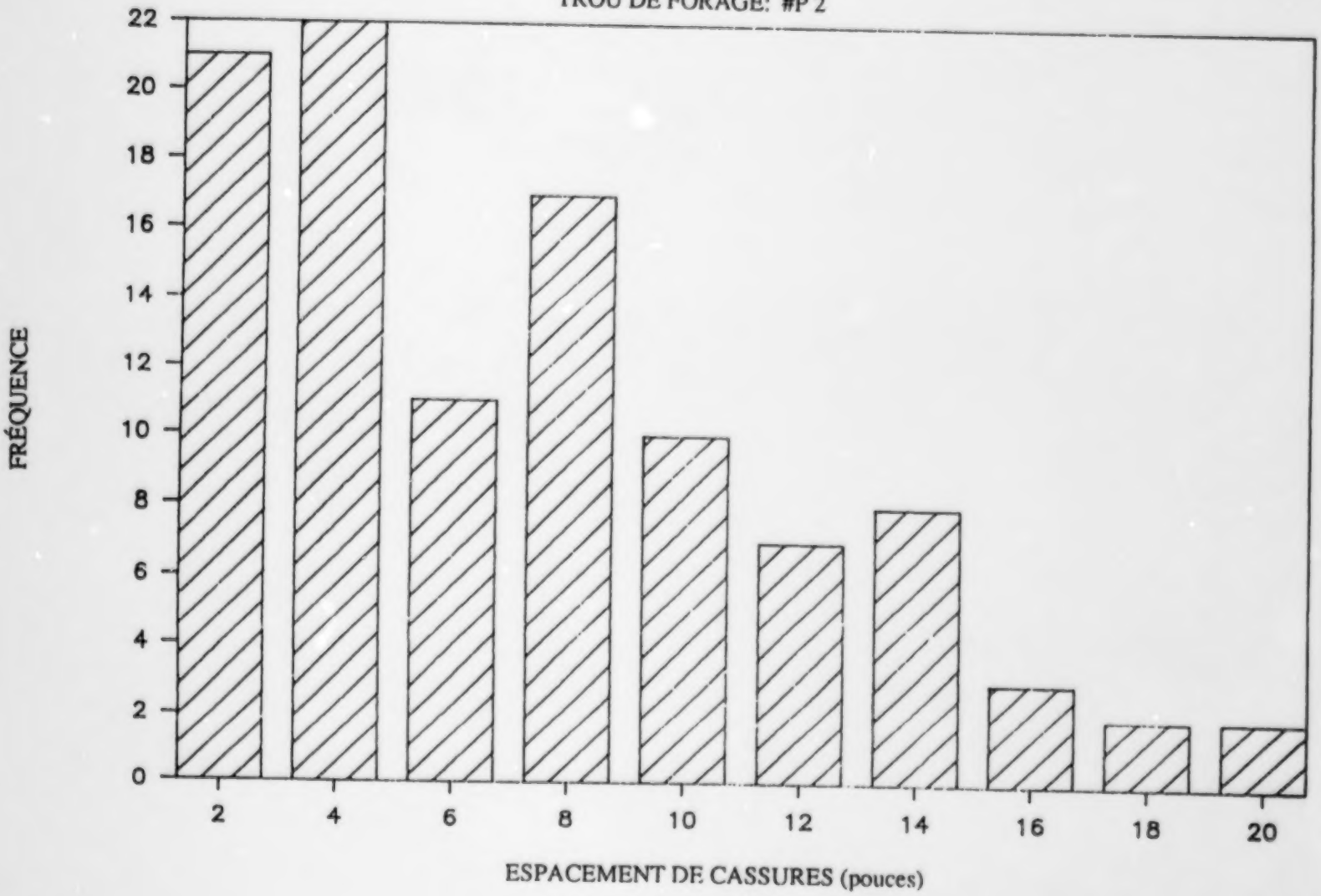
S020958



MINE PAMOUR

TROU DE FORAGE: #P 2

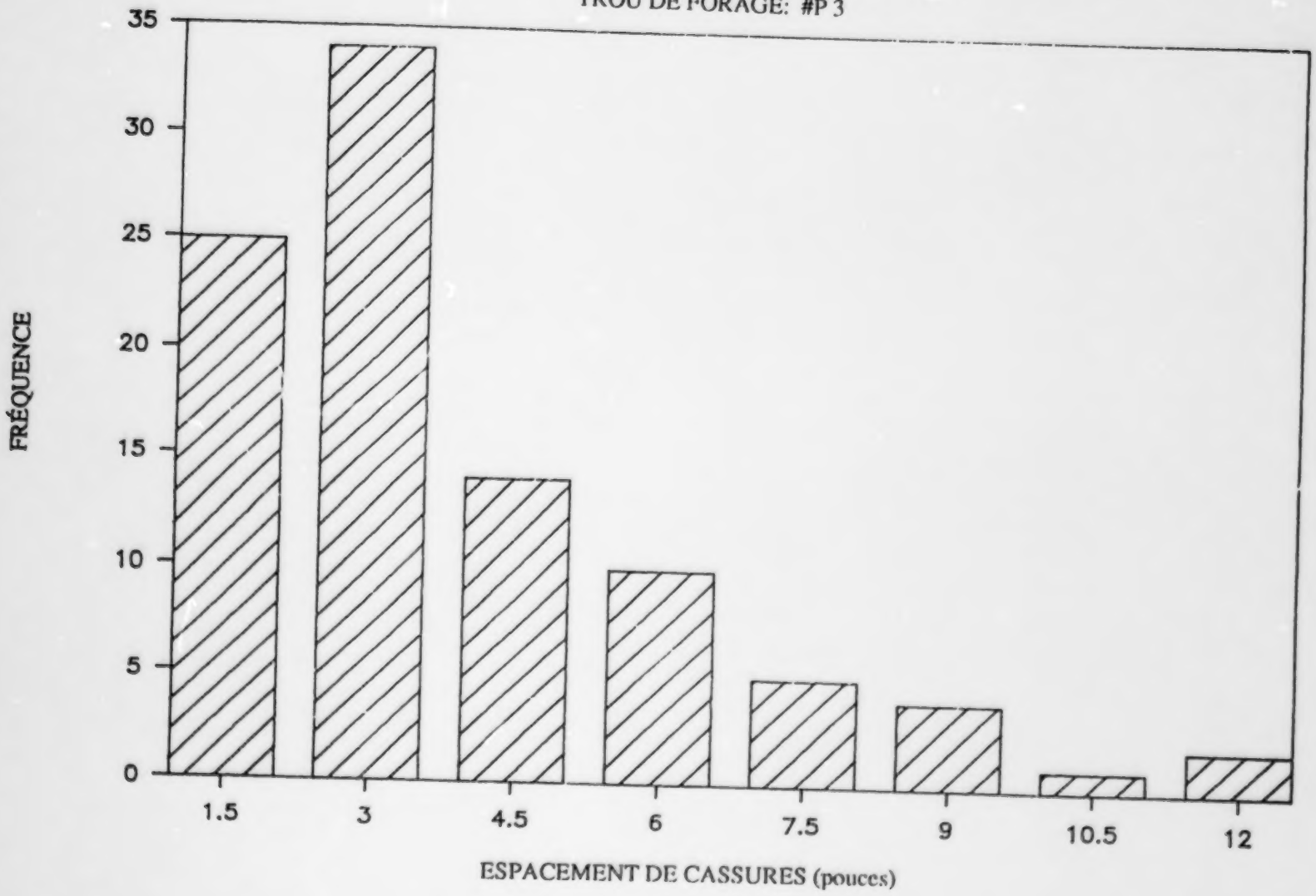
SO20959R



MINE PAMOUR

TROU DE FORAGE: #P 3

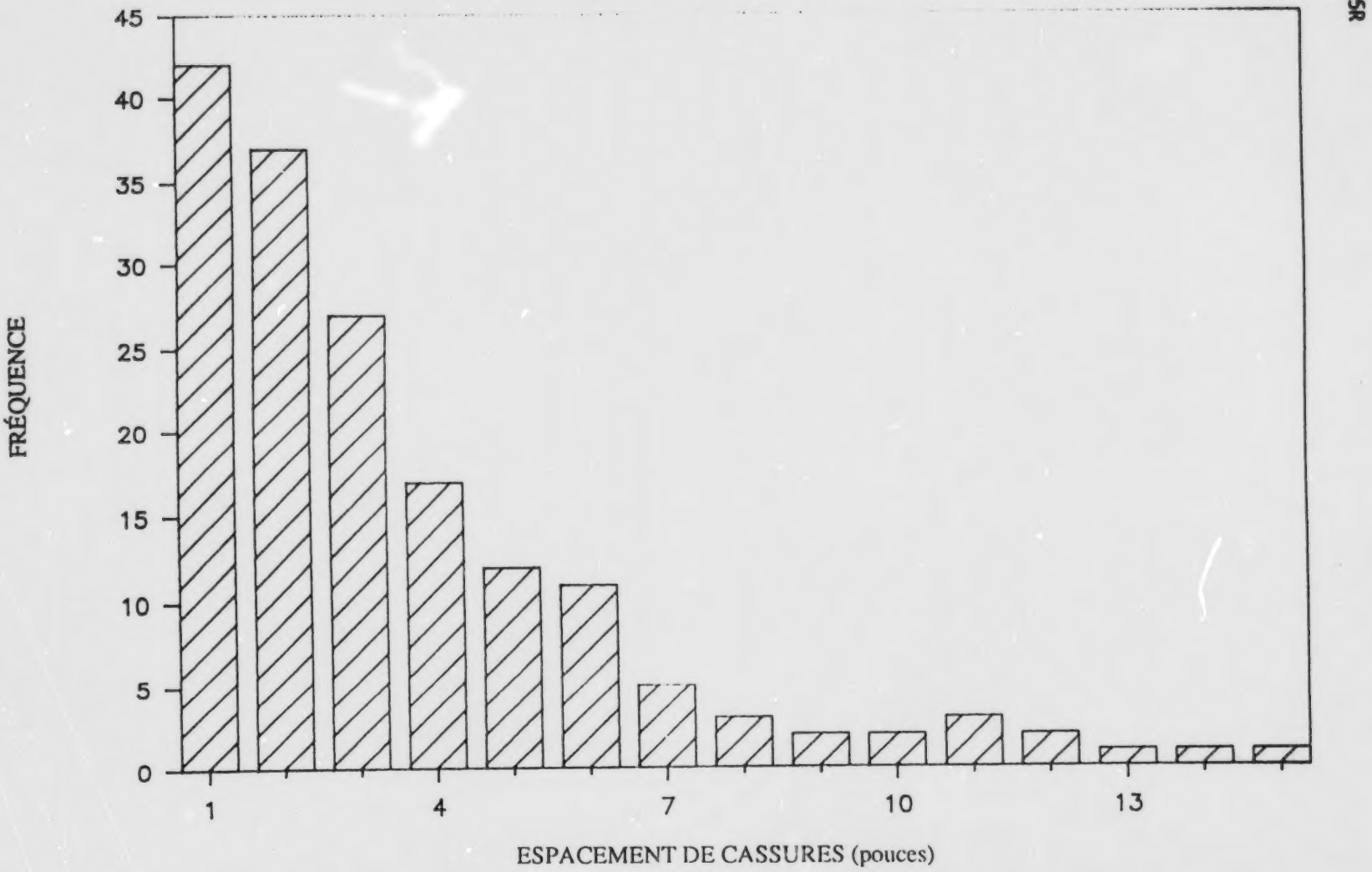
S02095R



MINE BOUSQUET

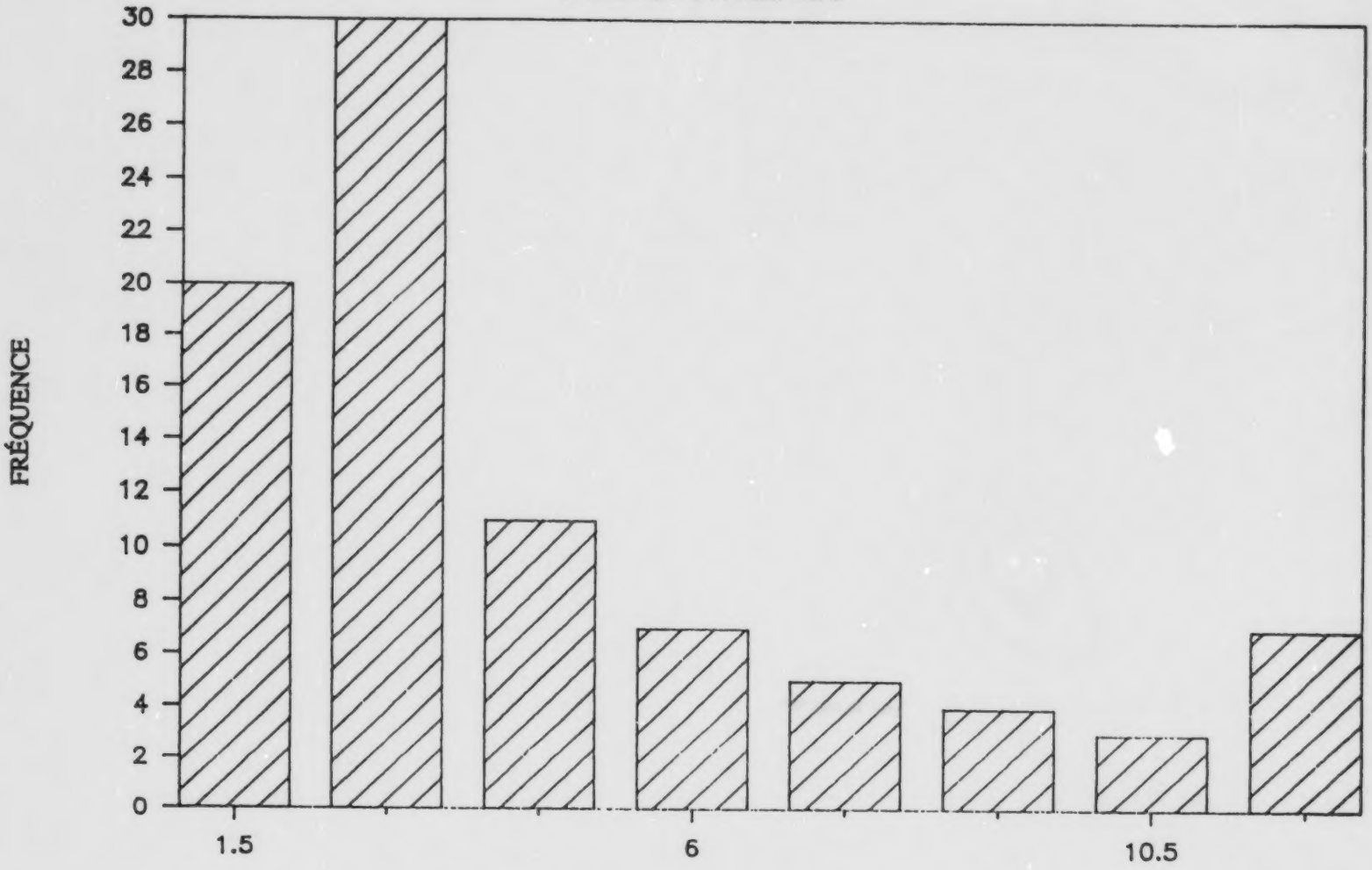
TROU DE FORAGE: #B 1

S02095R



MINE BOUSQUET

TROU DE FORAGE: #B 2

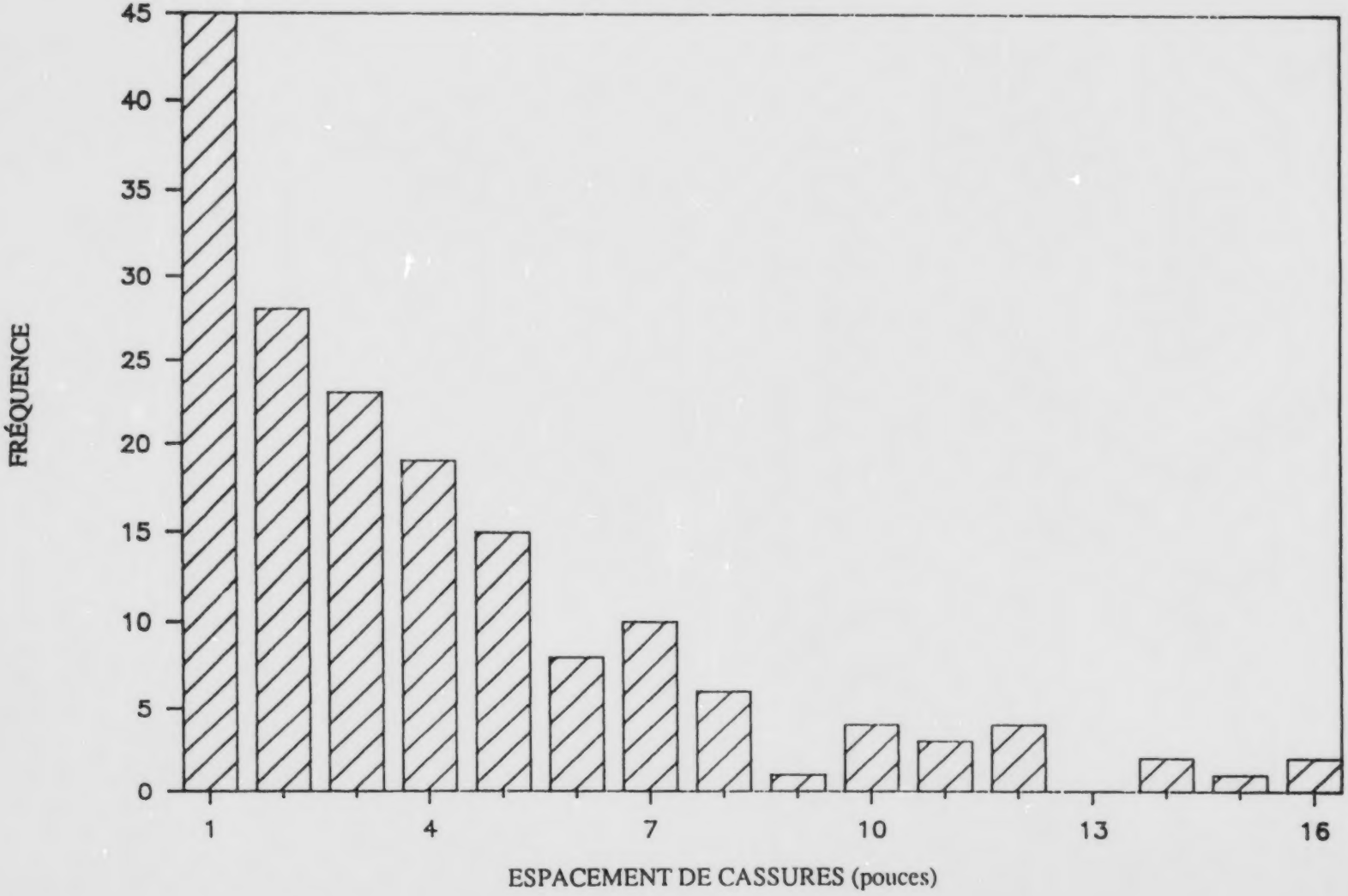


RS020958

MINE BOUSQUET

TROU DE FORAGE: #B 3

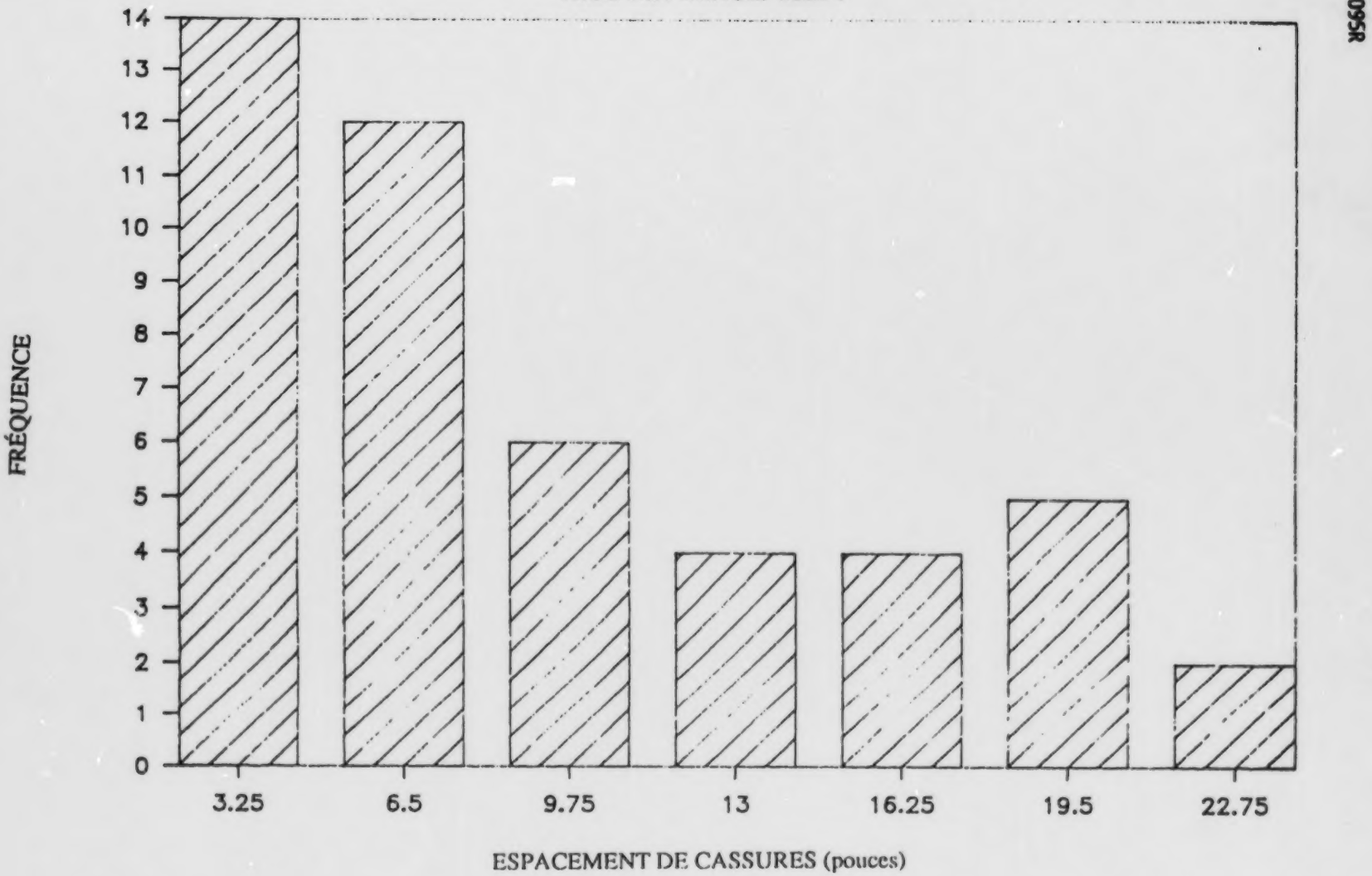
S02095R



MINE BELMORAL

TROU DE FORAGE: #BM 1

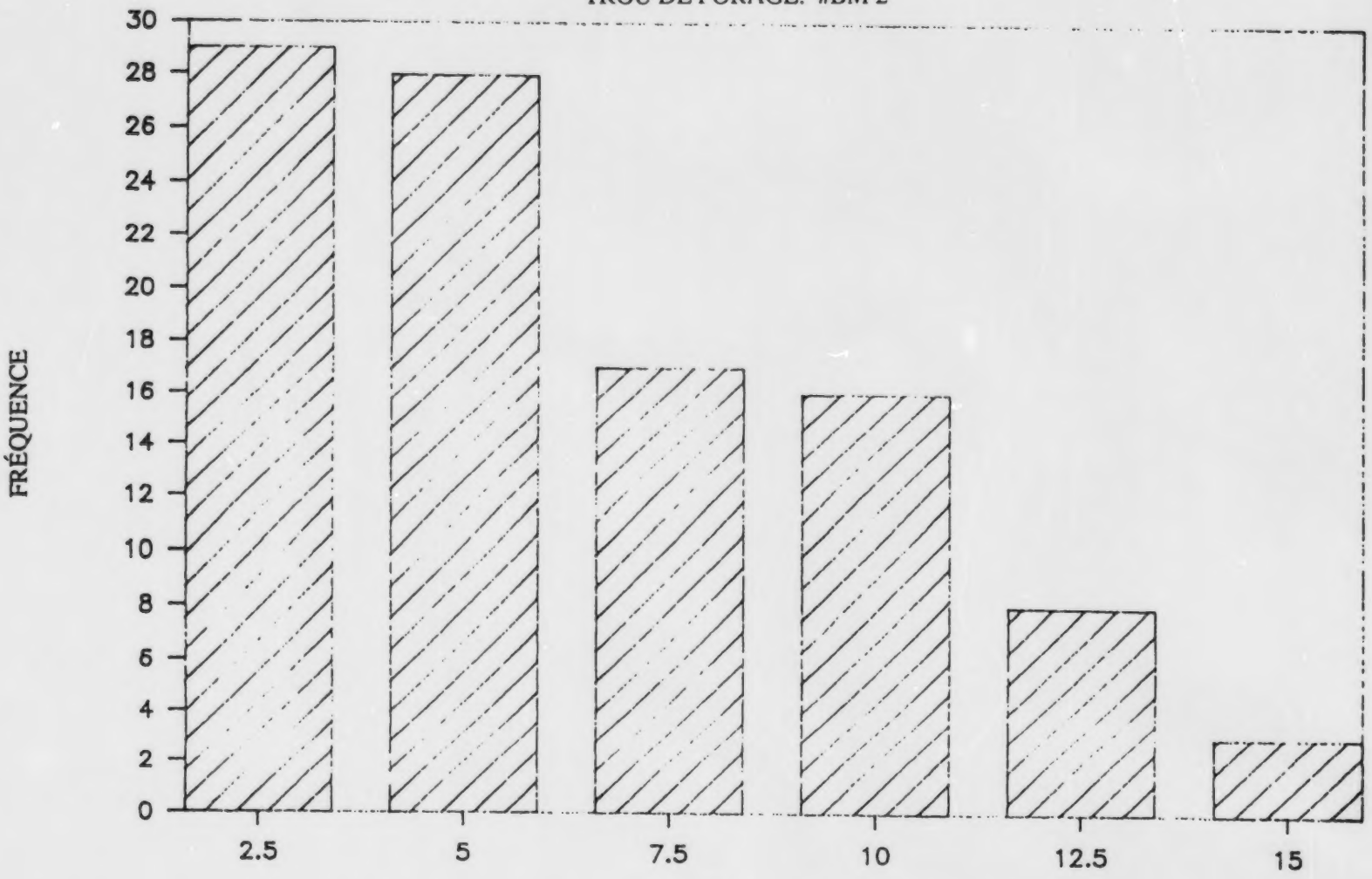
S020958



MINE BELMORAL

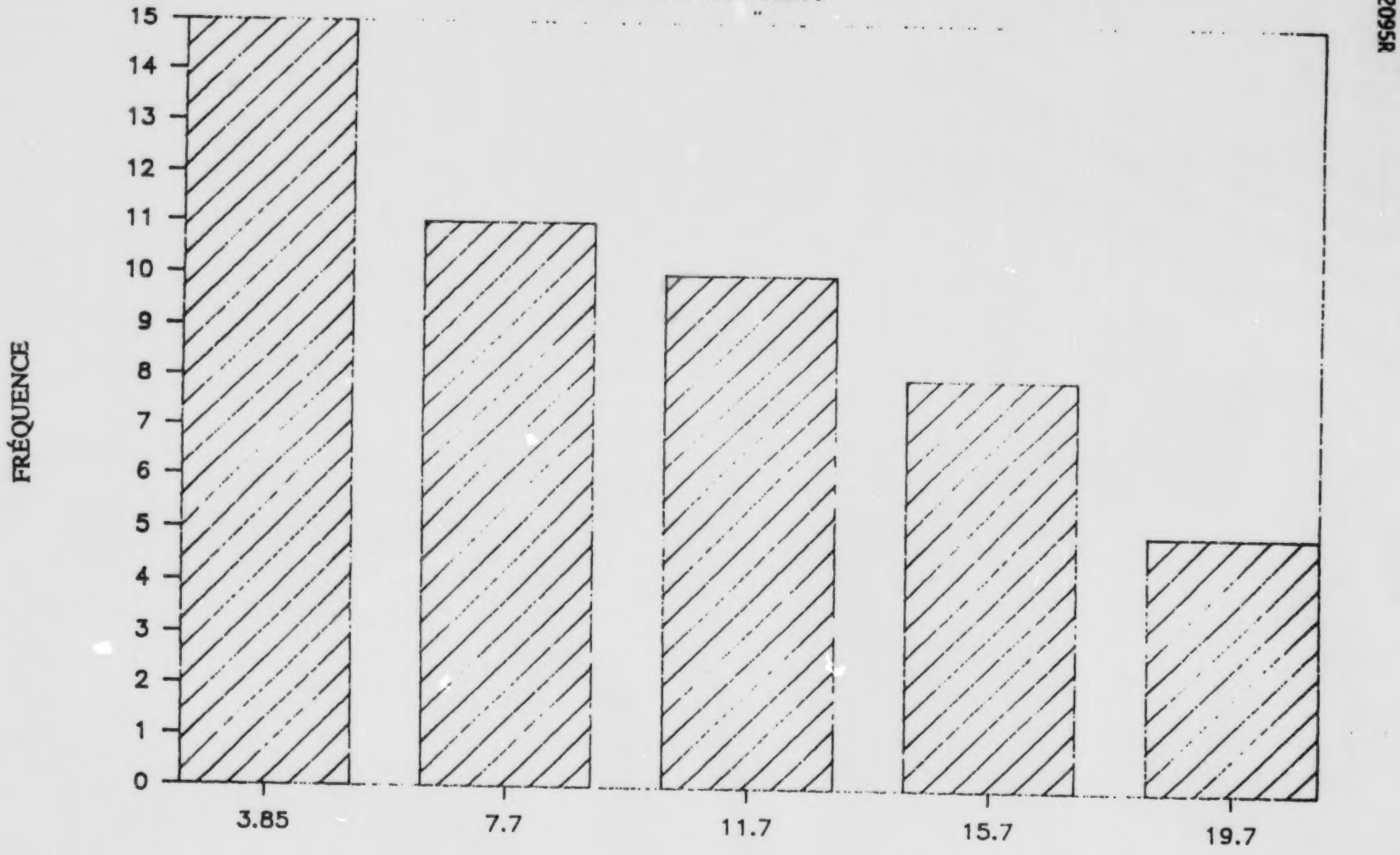
TROU DE FORAGE: #BM 2

S02095R



MINE BELMORAL

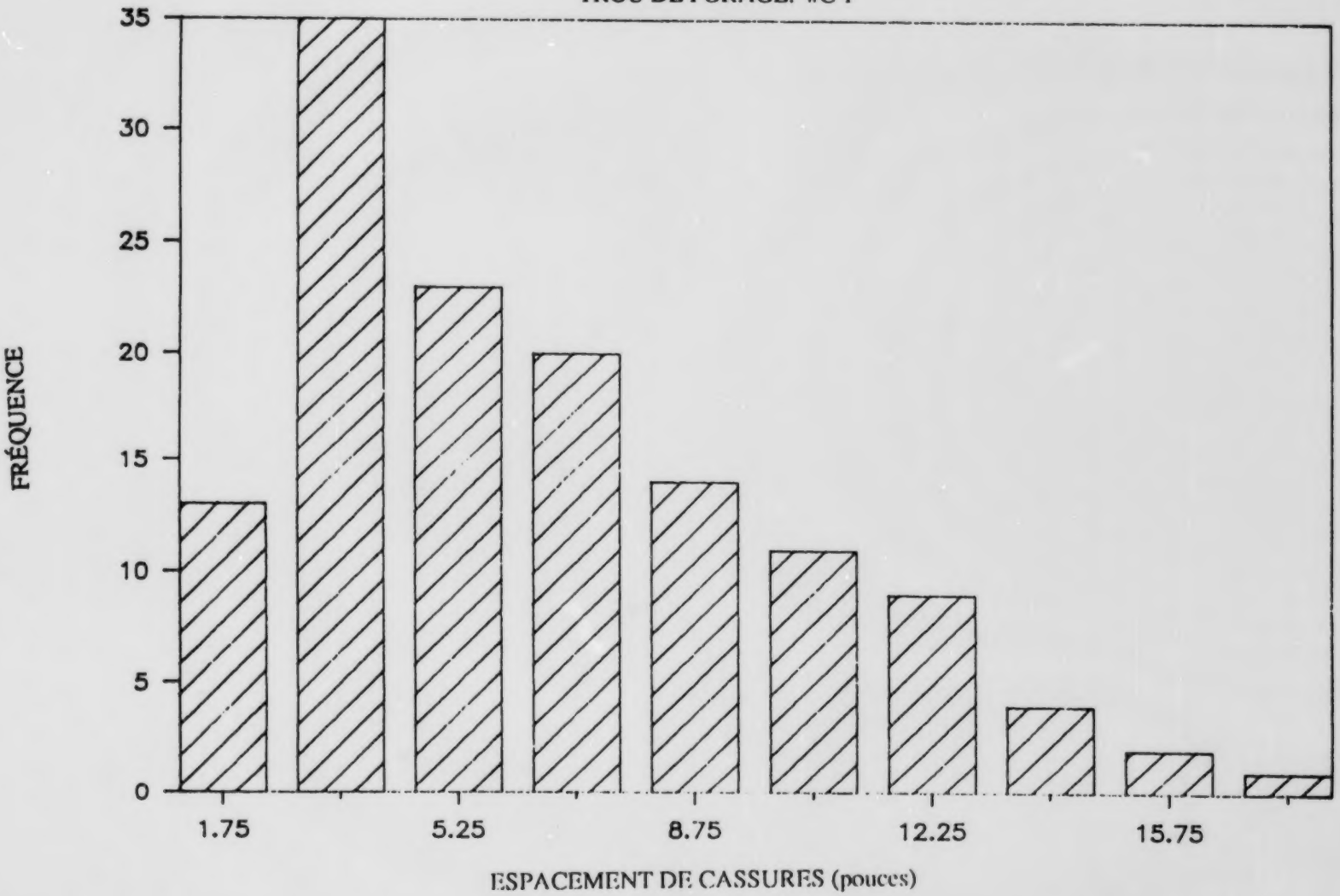
TROU DE FORAGE: #BM 3



MINE CHIMO

TROU DE FORAGE: #C 1

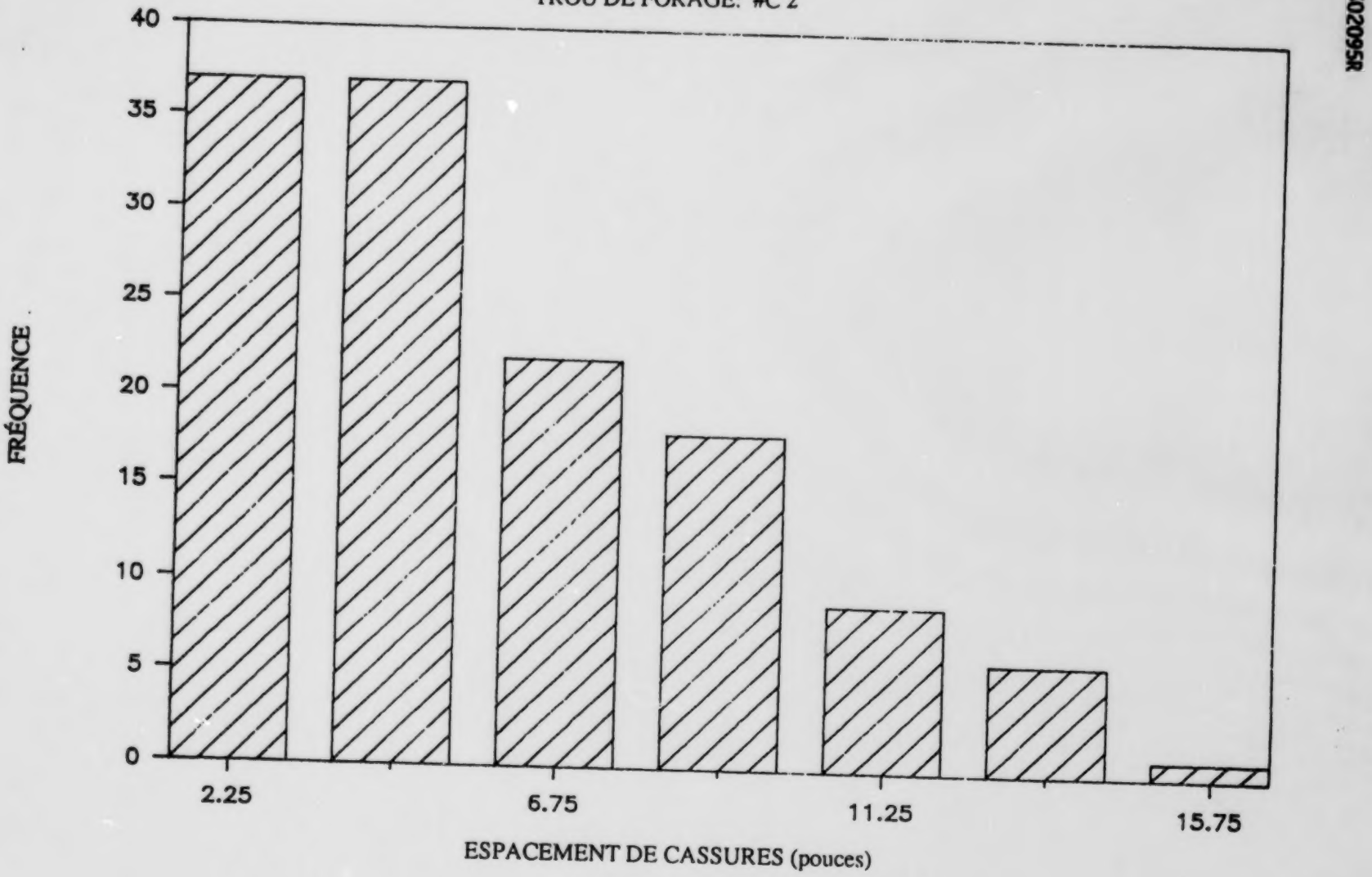
SO2095R



MINE CHIMO

TROU DE FORAGE: #C 2

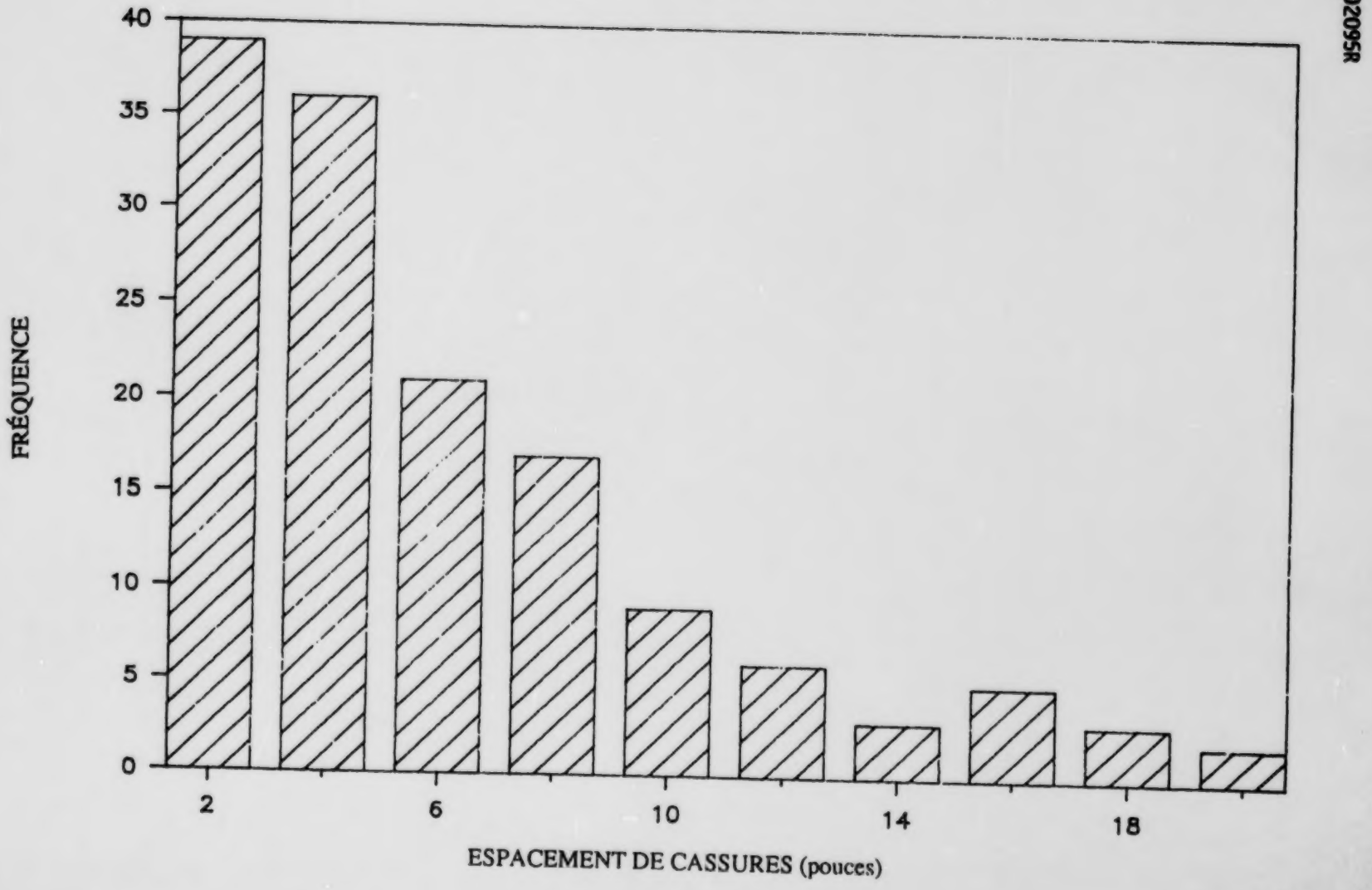
RS9020SR



MINE CHIMO

TROU DE FORAGE: #C 3

S02095R



Trow

ANNEXE 2
Enregistrements

Trow

NOTES EXPLICATIVES DES ENREGISTREMENTS

Colonne	Description
1	Élevation du collier.
2	Profondeur de la base géotechnique.
3	Symbole géotechnique désignant le roc ou la terre.
4.	Description générale de l'unité géotechnique - description qualitative y compris les types de roc, les types de roc en pourcentage, fréquences et dimensions d'interstratifiés, coleur, texture, dégradation, résistance, espacement régulier des joints.
5-11	Caractéristiques des joints (discontinuités)
5	Total des séries de joints : de nombreux joints de diverses orientations peuvent se croiser sur un roc.
6	Types de joints : B = joint horizontal C = joint tranversal
7	Orientation : seules les variations de l'angle peuvent être identifiées; la direction de l'angle est calculée à partir de la cartographie des terrains ou de la carrotte orientée.

F	=	plat	=	0 - 20°
D	=	oblique	=	20 - 50°
V	=	vertical	=	50 - 90°

8 Espacement des joints : mesure approximative d'espacement entre les joints de diverses séries.

VW	=	très large	=	>3m
W	=	large	=	1 - 3m
M	=	raisonnable	=	30cm - 1m
C	=	étroit	=	5 - 30cm
VC	=	très étroit	=	<5cm

9 Rugosité :

RU	=	rugueux onduleux
RP	=	rugueux plat
SU	=	lisse onduleux
SP	=	lisse plat
LU	=	gras onduleux
LP	=	gras plat

10 Remblayage :

			Approx. ϕ_r
T	=	imperméable, durci, sec	-
O	=	teinture oxydée de surface	25 - 35

SA	=	peu altéré, sans argile	25 - 30
S	=	sablonneux, sans argile	25 - 30
Si	=	sablonneux, limoneux peu d'argile	20 - 25
NC	=	argile molle, <5	16 - 24
SC	=	argile qui se renfle	6 - 24

11 Grandeur estimée du trou de forage

12 Niveau de dégradation du roc :

aucune dégradation	-	ni décoloration ni oxydation
légère dégradation	-	décoloration partielle: cassures des joints typiquement oxydés
raisonnable dégradation	-	décoloration complète
intense dégradation	-	décoloration complète; friable et troué
complète dégradation	-	ressemblant à un type de sol; structure du roc est généralement préservée

13 Résistance du roc :

très haute résistance	-	roc ne peut être écorné que par un marteau géologique (résistance à la compression uniaxiale de >200 MPa)
haute résistance	-	roc requiert plusieurs coups d'un marteau géologique pour être fracturé ; roc ne peut être gratté par un canif (résistance à la compression uniaxiale de 50 - 200 MPa)
moyenne résistance	-	roc requiert un seul coup sec d'un marteau géologique; roc peut être gratté, non écorcé (résistance à la compression uniaxiale de 15 - 50 MPa)
faible résistance	-	roc peut être dentelé par un seul coup sec d'un marteau géologique; roc peut être écorcé, avec difficulté, par un canif (résistance à la compression uniaxiale de 4 - 15 MPa)
très faible résistance	-	roc peut être effrité par un seul coup sec d'un marteau géologique; roc peut être écorcé par un canif (résistance à la compression uniaxiale de 1 - 4 MPa)

14 Fréquence des cassures : Quantité des joints naturels qui se mesurent plus d'un mètre, comparativement à la carotte. Tous les joints naturels sont considérés sans tenir compte du nombre des séries.

Fréquence des cassures		Espacement des joints		
>0,3/m	=	très large	=	>3m
0,3 - 1/m	=	large	=	1 - 3m
1 - 3/m	=	raisonnable	=	30cm - 1m
3 - 20/m	=	étroit	=	5 - 30cm
<20/m	=	très étroit	=	<5cm

15 Coéfficient de série et Récupération des carottes :

(i) Coéfficient de série de la perforatrice;

(ii) Récupération des carottes : Longueur totale des fragments de carotte sans tenir compte des longueurs individuelles obtenus dans une série exprimée comme pourcentage de la longueur de cette série.

16 Désignation de qualité du roc (RQD) : Longueur totale des fragments de carotte qui excèdent 10 cm d'une série exprimée comme pourcentage de la longueur totale de cette série.

Fragments solides : Fragments qui sont séparés par une cassure naturelle et non par une machine ni une cassure artificielle.

RQD	Classification du roc (selon Deere)
0 - 25%	très médiocre
25 - 50%	médiocre
50 - 75%	raisonnable
75 - 90%	bon
90 - 100%	excellent

17 Dimensions des carottes et des cuvelages : leurs dimensions sont indiquées

18 Récupération, niveau et analyse d'eau

FEUILLE D'ENREGISTREMENT

Trow

Projet: DSS Crown Pillar	Orientation: -64°S	Élévation du collier: 289' N.B.L.	Données: Section 10	No du trou de forage: P1
Lieu: Giant Yellowknife Pamour #1	Débuté le: 07/09/88	Terminé le: 18/09/88	Enregistré par: S. McAuliffe	Feuille 1 de 1
Client: CANMET, EMR	Société de forage: Longyear	Genre de perforatrice: Longyear 34	Carrotier et foret: NO3 - Face Ejection	No du Projet: S02095R

1 Élévation	2 Profondeur	3 Symbole	4 Description générale	Caractéristiques des joints: 5 Espacement	6 Type	7 Orientation	8 Espacement	9 Rugosité	10 Remplissage	11 Ouverture	12 Désagrégation	13 Résistance	14 Fracturation / Cassures	15 C.D. / Récup.	16 RQD %	17 S / M	18 Récup. / Niveau / Analyse / Essai	19 Q / RMR
			Morts terrains cuvelage jusqu'à 30'															
29' 6"			Zone minéralisée **conglomérée** dégradée à l'exception d'une légère dégradation aux surfaces des joints entre 34' et 36', joints typiquement serrés, espacement étroit et même très étroit, surfaces rugueuses et plates et même rugueuses et onduleuses, zone de cisaillement entre 34' et 34' 11"	1	C	D	C VG	RP RU	T	D				#1 98,4	8,9		aucune perte d'eau	1,8 / 62	28'
														#2 84	53		aucune perte d'eau	9,4 / 70	34'
														#3 8,3	0		aucune perte d'eau	- / -	44'
														#4 42	0		aucune perte d'eau	1,8 / 50	54'
63' 6"			**Greuwacke**, éponte inférieure, roc stratifié, joints typiquement serrés, espacement étroit, surfaces lisses et plates						S	30									64'
										0				#5 53	44,5		aucune perte d'eau	2,6 / 42	
74' 6"									S	30									
										0									
			FOND DU TROU																74'

Commentaires

FEUILLE D'ENREGISTREMENT

Trow

Projet: DSS Crown Pillar	Orientation: -41°S	Élévation du collier: 321' N.B.L.	Données: Section 34	No du trou de forage: P2
Lieu: Giant Yellowknife Pamour #1	Débuté le: 22/09/88	Terminé le: 24/09/88	Enregistré par: S. McAuliffe	Feuille 1 de 1
Client: CANMET, EMR	Société de forage: Longyear	Genre de perforatrice: Longyear 34	Carrotier et foret: NQ3 - Face Ejection	No du Projet: S02095R

1 ÉLÉVATION	2 PROFONDEUR	3 SYMBOLE	4 Description générale	Caractéristiques des joints: 5 ESPACEMENT	6 TYPE	7 ORIENT.	8 RUGOSITÉ	9 REMPLISSAGE	10 OUVERT.	11 ALTÉRATION	12 DISCONTINUITÉ	13 RÉSISTANCE	14 FRACTURES PAR MÈTRE	15 CAROTTAGE %	16 RQD %	17 S / M	18 NIVEAU / ANALYSE / EAU	19 Q / RMR
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
			Morts terrains cuvelage jusqu'à 9' 0"															
9' 0"			**Greuwacke**, éponte supérieure, joints typiquement serrés, espacement étroit, surfaces lisses et plates	2	C	D	YC	SM	T	O				#1 98	53		aucune perte d'eau	5,1 / 57
14' 0"					C	V	-	SM	T	C								
			Zone minéralisée conglomérée, joints typiquement serrés, espacement étroit et même raisonnable, surfaces rugueuses et plates $Ø_c$ = 169,59 MPa $Ø_r$ = 19,94 MPa E_{ub} = 65,0 GPa						S	3				#2 92	84	4,8 / 1,0	aucune perte d'eau	14,9 / 79
18' 0"														#3 95	95	4,8 / 1,0	aucune perte d'eau	38 / 92
26' 0"																		
32' 0"				1	C	D	MC	SP RP	T	O				#4 100	100	4,8 / 1,0	aucune perte d'eau	26,7 / 84
42' 0"														#5 100	96	4,8 / 1,0	aucune perte d'eau	25,6 / 92
52' 0"														#6 100	92	4,8 / 1,0	aucune perte d'eau	18,4 / 82
62' 0"														#7 100	90	4,8 / 1,0	aucune perte d'eau	12 / 82
72' 0"									S	10								
			FOND DU TROU															

Commentaires

FEUILLE D'ENREGISTREMENT

Trow

Projet: DSS Crown Pillar	Orientation: -52°S	Élévation du collier: 283' N.B.L.	Données: Section 18	No du trou de forage: P3
Lieu: Giant Yellowknife Pamour #1	Débuté le: 19/09/88	Terminé le: 22/09/88	Enregistré par: S. McAuliffe	Feuille 1 de 1
Client: CANMET, EMR	Société de forage: Longyear	Genre de perforatrice: Longyear 34	Carrotier et foret: NQ3 - Face Ejection	No du Projet: S02095R

Marge	1 ÉLÉVATION	2 PROFONDEUR	3 SYMBOLE	4 Description générale	5 # SÉRIES	6 TYPES	7 ORIENT.	8 ESPACE.	9 RUGOS.	10 REMPL.	11 OUVERT.	12 DÉGRADATION	13 RÉSISTANCES	14 FRÉQUENCE CASSURES	15 C.N. SÉRIES / RÉCUP.	16 RQD %	17 S / M	18 RÉCUP. NIVEAU ANALYSE D'EAU	19 Q / RMR
				Morts terrains roc et matériaux de remblayage, cuvelage jusqu'à 6'															
6'															#1 1,6	0		perte d'eau à 9'-10'	
17' / 16'				**Greuwacke**, éponte supérieure, légère dégradation entre 17' et 26', joints généralement inclinés, espacement étroit et même très étroit, joints typiquement serrés, surfaces lisses et plates et même rugueuses											#2 20,3	43	2,58 / 1,0	perte d'eau à 17'	17,2 / 55
26'				$Ø_c$ = 134,10 MPa	1	C	D	C VC	SP RP	T	O				#3 70	30	2,56 / 1,0	aucune récupération d'eau	2,7 / 49
				$Ø_t$ = - 19,27 MPa						S	30								
36'				E_{tan} = 44,20 GPa											#4 93	40	2,58 / 1,0	aucune récupération d'eau	2,4 / 57
47' / 46'				**Zone minéralisée conglomérée**, joints typiquement serrés, surfaces rugueuses, espacement étroit	2	C	D	C	RP	T	O				#5 100	75	3,29 / 1,0	aucune récupération d'eau	6,7 / 65
				$Ø_c$ = 85,23 MPa															
				$Ø_t$ = - 19,27 MPa															
				E_{tan} = 63,05 GPa		C	D	M	RP	T	O								
56'															#6 65	82	3,29 / 1,0	aucune récupération d'eau	16,4 / 74
61' / 61'				**FOND DU TROU** Percée à la chambre															

Commentaires

FEUILLE D'ENREGISTREMENT

Trow

Projet	Orientation	Élévation du collier	Données	No du trou de forage
DSS Crown Pillar	-76°N	6318N	Section 7135	B1
Lieu	**Débuté le**	**Terminé le**	**Enregistré par**	Feuille 1 de 1
Mine Bousquet	30/09/88	01/10/88	L. Piciacchia	
Client	**Société de forage**	**Genre de perforatrice**	**Carrotier et foret**	**No du Projet**
CANMET	Dominik	Insperation	NQ3 - Face Ejection	S02095R

Élévation (1)	Profondeur (2)	Symbole (3)	Description générale (4)	Caractéristiques des joints: Séries (5)	Type (6)	Orient. (7)	Espace. (8)	Rugos. (9)	Rempl. (10)	Ouvert. (11)	Dégradation (12)	Résistance (13)	Fréquence cassures (14)	No carotte / % récup. (15)	RQD % (16)	S / M (17)	Récup. niveau analyse eau (18)	Q / RMR (19)	
			Morts terrains Cuvelage jusqu'à 41'																
41'			**Tuf porphyrique**, éponte supérieure, sol gris moyen contenant 35-40% de porphyroblastes $Ø_c$ = 6,05 MPa	1	B	V	C	SP LP	T	O				#1 96	28,2	2,75 / 1,0	aucune perte d'eau	1,4 / 36	41'
														#2 100	29	[illegible]	blocage	[illegible] / 36	45'
46'														#3 100	39,6	2,75 / 1	blocage	2,0 / 36	47'
			Tuf intermédiaire, éponte inférieure, sol gris foncé contenant 2-6% de pyrite disséminée, zone de cisaillement entre 46,5' et 47', joints typiquement verticaux, espacement étroit, surfaces généralement lisses et même grasses de calibre chloriteux et séricïteux $Ø_c$ = 29,95 MPa $Ø_t$ = 8,71 MPa E_{lab} = 63,35 GPa @45' E_{field} = 1,17 GPa @50' E_{field} = 2,62 GPa @55' E_{field} = 2,47 GPa @60' E_{field} = 0,86 GPa											#4 93,7	64,5	2,76 / 1	aucune perte d'eau	3,2 / 41	51'
														#5 100	61	2,75 / 1	blocage	3,1 / 41	57'
														#6 100	26,7	2,75 / 1	blocage	[illegible]	60'
														#7 100	61,6	2,75 / 1	aucune perte d'eau	3,1 / 41	62'
														#8 100	81,3	2,75 / 1	aucune perte d'eau	4,1 / 45	67'
														#9 90	28	2,75 / 1	aucune perte d'eau	1,4 / 36	71'
														#10 100	66	2,75 / 1	aucune perte d'eau	3,3 / 41	75'
														#11 90	69,8	2,75 / 1	aucune perte d'eau	3,5 / 41	78'
														#12 100	53	2,75 / 1	aucune perte d'eau	2,7 / 41	82'
87'			**FOND DU TROU**																87'

Commentaires

FEUILLE D'ENREGISTREMENT

Trow

Projet: DSS Crown Pillar	Orientation: -72°N	Élévation du collier: 6317,2N	Données: Section 7110
Lieu: Mine Bousquet	Débuté le: 02/10/88	Terminé le: 03/10/88	Enregistré par: L. Piciacchia
Client: CANMET	Société de forage: Dominik	Genre de perforatrice: Insperation	Carrotier et foret: NQ3 - Face Ejection

No du trou de forage: B2

Feuille 1 de 1

No du Projet: S02095R

1 ÉLÉVATION	2 PROFONDEUR	3 SYMBOLE	4 Description générale	Caractéristiques des joints: 5 SÉRIE	6 TYPE	7 ORIENT.	8 ESPACE.	9 RUGO.	10 REMPL.	11 OUVERT.	12 DÉGRADATION	13 RÉSISTANCE	14 FRÉQUENCE CASSURES	15 CAROTTE / RÉCUP.	16 RQD %	17 S / M	18 RÉCUP. NIVEAU ANALYSE D'EAU	19 Q / RMR	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	
			Morts terrains cuvelage jusqu'à 60'																
60'			**Tuf intermédiaire**, éponte supérieure, bandes chloriteuses et graphiteuses d'une épaisseur de 0,02" à 0,08", médiocre récupération, matériaux de remblayage obstructifs σ_c = 9,32 MPa	1	B	V	VC	O	T	O				#1 83	30		aucune récup d'eau	1,5 / 35	60' 65'
														#2 100	18,8		aucune récup d'eau	0,44 / 30	69'
								SR						#3 1	0		Aucune récup. d'eau	0,5 / 30	
91'														#4 37	il		aucune récup d'eau	0,55 / 30	81'
			Tuf mafique, zone de minerai, veine de quartz noir entre 95,1' et 95,2', quelques bandes de tuf intermédiaire, tuf mafique contenant 8-25% de grenat, joints typiquement serrés, d'assise, verticaux, espacement étroit et même très étroit, surfaces lisses plates et même grasses σ_c = 67,08 MPa σ_c = 13,21 MPa E_{tan} = 57,54 GPa					LR						#5 47	0		aucune récup. d'eau	0,1 / 30	91' 96'
														#6 T	58,8				
				NE	PEUT	ÊTRE	ENDRES	STRIÉ						#7					98'
					C	F	M	O	T	O				#8 100	83				101'
					B	V	C	SR	T	O				#9 89,8	75		aucune récup. d'eau	3,7 / 44	103'
				2										#10 83	51				109'
					B	V	C	P	T	O				#11 100	95,8		aucune récup. d'eau	5,8 / 47	111'
					C	F	M	R	T	O				#12 100	80		aucune récup d'eau	4,0 / 44	115'
120'					B	V	C	SR	T	O									120'
			FOND DU TROU																

Commentaires

FEUILLE D'ENREGISTREMENT

Trow

Projet	Orientation	Élévation du collier	Données	No du trou de forage
DSS Crown Pillar	81°N	6276N	Section 7400	B3
Lieu	**Débuté le**	**Terminé le**	**Enregistré par**	**Feuille** 1 **de** 1
Mine Bousquet	04/10/88	05/10/89	L. Piciacchia	
Client	**Société de forage**	**Genre de perforatrice**	**Carrotier et foret**	**No du Projet**
CANMET	Dominik	Insperation	Nq3 - Face Ejection	S02095R

Élévation (1)	Profondeur (2)	Symbole (3)	Description générale (4)	# série (5)	Type (6)	Orient. (7)	Espace. (8)	Rugos. (9)	Rempl. (10)	Ouvert. (11)	Dégradation (12)	Résistance (13)	Fréquence (14)	Cx. séries récup. (15)	RQD % (16)	S / M (17)	Récup. niveau analyse d'eau (18)	Q / RMR (19)
			Morts terrains Cuvelage jusqu'à 24'															
24'			**Tuf rhyolitique**, éponte supérieure, de nombreuses veines de quartz noir, 5-25% de pyrite $Ø_c$ = 51,95 MPa $Ø_o$ = 6,51 MPa E_{lab} = 56,75 GPa	1	B	V	NC	LA	T	O				#1 100	55	9,37 / 10	aucune perte d'eau	2,8 / 47
27'														#2 100	29	9,37 / 10	aucune perte d'eau	1,5 / 42
29'														#3 100	52	9,37 / 10	aucune perte d'eau	2,6 / 47
33'														#4 100	26,4	9,37 / 10	aucune perte d'eau	1,3 / 42
36'														#5 93	52,7	9,37 / 10	aucune perte d'eau	2,6 / 47
41'														#6 88,8	39	9,37 / 10	aucune perte d'eau	1,95 / 42
46'														#7 100	56,9	9,37 / 10	aucune perte d'eau	2,8 / 47
48' 5"			**Tuf intermédiaire**, éponte inférieure, 5-15% de pyrite, zones sériatiques, joints d'assise, verticaux, serrés, espacement très étroit, surfaces grasses $Ø_o$ = 2,85 MPa															
51'														#8 100	56,6	9,37 / 10	aucune perte d'eau	3,3 / 47
56'														#9 100	90	9,37 / 10	aucune perte d'eau	4,5 / 54
61'														#10 100	58	9,37 / 10	aucune perte d'eau	2,4 / 47
65'														#11 100	82	9,37 / 10	aucune perte d'eau	4,1 / 51
70'														#12 100	42	9,31 / 10	aucune perte d'eau	2,1 / 42
75'														#13 100	60	9,37 / 10	aucune perte d'eau	3 / 47
80'														#14 100	45	9,37 / 10	aucune perte d'eau	2,3 / 42
85'														#15 100	88	9,37 / 10	aucune perte d'eau	4,4 / 51
90'			**FOND DU TROU**															

Commentaires

FEUILLE D'ENREGISTREMENT

Trow

Projet: DSS Crown Pillar	Orientation: 90°	Élévation du collier: 10953N	Données: Section 12700E	No du trou de forage: BM1
Lieu: Mine Belmoral	Débuté le: 02/10/88	Terminé le: 05/10/88	Enregistré par: S. McAuliffe	Feuille 1 de 1
Client: CANMET	Société de forage: Longyear	Genre de perforatrice: Longyear 34	Carrotier et foret	No du Projet: S02095R

Prof. (marge)	Élévation (1)	Profondeur (2)	Symbole (3)	Description générale (4)	# Série (5)	Type (6)	Orient. (7)	Espace. (8)	Rugos. (9)	Ressembl. (10)	Ouvert. (11)	Dégradation (12)	Résistance (13)	Fréquence cassures (14)	No. série % récup. (15)	RQD % (16)	S / M (17)	Récup. niveau analyse d'eau (18)	Q / RMR (19)	Prof. (marge)
				Morts terrains Cuvelage jusqu'à 23'																
23'				**Diorite granulaire**, éponte supérieure, altération chloriteuse et hématique, veines floues entre zones de cisaillements à 30-33' et à 36-39'	C	D	VW	LV	T	O					#1 94	17,7	9,88 / 1,0	aucune perte d'eau	0,7 / 38	23'
					B	D	VW	LV	T	O										
															#2 97	40	4,82 / 1,0	récup. d'eau	1,6 / 35	33'
				Ø_c = 9,20 MPa	C	V	M	SP	SM	O					#3 75	57	4,88 / 1,0	récup. d'eau à 42'	2,3 / 40	39'
					C	D	M	SP	SM	O										
50'				**Diorite granulaire**, éponte inférieure, altération matitique et chloriteuse au-dessous de 60', joints typiquement inclinés, espacement raisonnable, surfaces lisses et plates et même grasses	C	D	M	LU	T	O					#4 95,8	70,4	5,38 / 1,0	aucune perte d'eau	5,3 / 52	50'
				Ø_c = 70,30 MPa Ø_t = 16,15 MPa E_{tan} = 75,49 GPa E_{sec} = 10,77 GPa	C	D	M	LU	T	O					#5 95,4	56,3	5,38 / 1,0	aucune perte d'eau	4,2 / 52	60'
69'				**FOND DU TROU**																69'

Commentaires

FEUILLE D'ENREGISTREMENT

Trow

Projet DSS Crown Pillar	**Orientation** 69°N	**Élévation du collier** 10958N	**Données** Section 12800E	**No du trou de forage** BM2
Lieu Mine Belmoral	**Débuté le** 27/09/88	**Terminé le** 02/10/88	**Enregistré par** S. McAuliffe	**Feuille** 1 de 1
Client CANMET	**Société de forage** Longyear	**Genre de perforatrice** Longyear 34	**Carrotier et foret** N Face Ejection	**No du Projet** S02095R

Élévation (1)	Profondeur (2)	Symbole (3)	Description générale (4)	Série (5)	Type (6)	Orient. (7)	Espace. (8)	Rugos. (9)	Rempl. (10)	Ouvert. (11)	Dégradation (12)	Résistance (13)	Fréquence cassures (14)	Échant. récup. (15)	RQD % (16)	S / M (17)	Écoul. d'eau / pertes d'eau (18)	Q / RMR (19)	
			Morts terrains Cuvelage jusqu'à 15'																
15'			**Diorite granulaire**, zone de minerai, joints inclinés, serrés, altérés et cisaillés, espacement typiquement étroit, surfaces grasses et plates		C	V	C	LP	T	O				#1 100	76,6		aucune perte d'eau	1,3 / 55	15'
			$Ø_c$ = 77,4 MPa	3	C	D	W	LP	T	O				#2 90	66,7		aucune perte d'eau	1,1 / 51	20'
			$Ø_t$ = · 12,35 MPa E_{lab} = 70,20 GPa											#3 93	67,9		aucune perte d'eau	1,1 / 51	25'
27'			**Diorite granulaire**, éponte inférieure, veine floue, texture altérée, haute composition de felopar, altération hématitique et chloriteuse médiocre et même raisonnable, joints serrés et inclinés, surfaces grasses et plates		C	D	C	LP	T	O				#4 100	90	17,64 / 1,0	aucune perte d'eau	1,5 / 58	30'
														#5 96,T	91,4	.0,64 / 1,0	aucune perte d'eau	1,5 / 58	35'
			$Ø_c$ = 77,44 MPa											#6 98	96,6	0,64 / 1,0	aucune perte d'eau	1,6 / 58	40'
			$Ø_t$ = · 11,98 MPa E_{lab} = 65,88 GPa		C C	F D	M C	LP LP	T T	O O				#7 91,2	80,7	10,64 / 1,0	aucune perte d'eau	0,81 / 55	45'
				4	C	D	W	LP	T	O				#8 95	76,3	10,64 / 1,0	aucune perte d'eau	0,76 / 55	55'
					C	V	W	LP	T	O				#9 100	78,4	10,64 / 1,0	aucune perte d'eau	0,78 / 55	65'
71'			**FOND DU TROU**																71' 9"

Commentaires

FEUILLE D'ENREGISTREMENT

Trow

Projet: DSS Crown Pillar	Orientation: 90°	Élévation du collier: 10947N	Données: Section 12750E	No du trou de forage: BM3
Lieu: Mine Belmoral	Débuté le: 06/10/88	Terminé le: 12/10/88	Enregistré par: S. McAuliffe	Feuille 1 de 1
Client: CANMET	Société de forage: Longyear	Genre de perforatrice: Longyear 34	Carrotier et foret: NQ3 - Face Ejection	No du Projet: S02095R

Profondeur (marge)	1 Élévation	2 Profondeur	3 Symbole	4 Description générale	5 Série	6 Type	7 Orient.	8 Espace.	9 Rugos.	10 Rempl.	11 Ouvert.	12 Dégradation	13 Résistance	14 Fréquence cassures	15 % Récup.	16 RQD %	17 S / M	18 Récup. niveau analyse d'eau	19 Q / RMR
				Morts terrains Cuvelage jusqu'à 31'															
28' (28')				**Zone de cisaillement**, zone de minerai, altération hématitique et séricíteuse élevée		C	V	M	LP	T	O				#1 88	0		récup. d'eau	0,15 / 32
33'															#2 80	0		récup. d'eau	0,15 / 32
37'															#3 100	25		récup. d'eau	[illegible] / 37
40' 6"				@40' E_{field} = 0,39 GPa		C	V	M	SA	T	O				#4 100	0		récup. d'eau	[illegible] / 32
43' (44')				**Diorite granulaire, éponte postérieure,** altération hématitique raisonnable jusqu'à 53', veines floues, altération séricíteuse jusqu'à 56', légère altération hématitique et séricíteuse jusqu'à 63'											#5 100	35		récup. d'eau	0,53 / 37
45'				$Ø_c$ = 76,2 MPa	5	C	F	W	SA	T	O				#6 100	61		récup. d'eau	1,2 / 54
48'				$Ø_t$ = - 14,68 MPa; E_{lab} = 72,49 GPa											#7 100	58		récup. d'eau	1,16 / 54
53'				@45' E_{field} = 1,35 GPa; @50' E_{field} = 3,54 GPa											#8 100	70		récup. d'eau	1,4 / 54
58'				@55' E_{field} = 3,94 GPa; @60' E_{field} = 2,96 GPa		C	V	C	LA SP	T	O				#9 100	77		récup. d'eau	1,5 / 58
62' (63')				**Diorite granulaire, éponte inférieure,** aucune altération jusqu'à 80', joints typiquement transversaux, verticaux, espacement raisonnable, surfaces lisses et plates et même grasses											#10 100	72	7,04 / 1,0	récup. d'eau	1,4 / 54
67'				$Ø_c$ = 81,4 MPa											#11 100	80	7,04 / 1,0	récup. d'eau	1,6 / 58
72'				$Ø_t$ = - 13,18		C	V	M	SA	T	O				#12 100	90	7,04 / 1,0	récup. d'eau	1,8 / 61
77' (80')				E_{lab} = 65,36 GPa; @65' E_{field} = 3,54											#13 100	89	7,04 / 1,0	perte d'eau	1,8 / 58
80'				**FOND DU TROU**															

Commentaires

FEUILLE D'ENREGISTREMENT — Trow

Projet	Orientation	Élévation du collier	Données	No du trou de forage
DSS Crown Pillar	90°	511,8m S.B.L.	Section 5+95E	C1
Lieu	**Débuté le**	**Terminé le**	**Enregistré par**	**Feuille** 1 **de** 1
Mine Chimo	12/10/88	14/10/88	SM/LP	
Client	**Société de forage**	**Genre de perforatrice**	**Carrotier et foret**	**No du Projet**
CANMET	Dominik	Insperation	NQ3 - Face Ejection	S02095R

Columns: 1 Élévation; 2 Profondeur; 3 Symbole; 4 Description générale; Caractéristiques des joints: 5 # Série, 6 Type, 7 Orient., 8 Espace., 9 Rugos., 10 Rempl., 11 Ouvert.; 12 Dégradation; 13 Résistance; 14 Fréquence cassures; 15 Co. série / % récup.; 16 RQD %; 17 S / M; 18 Récup. niveau analyse eau; 19 Q / RMR

Morts terrains
Cuvelage jusqu'à 81'

81'

Tuf altéré, éponte inférieure, amphiboles chloriteuses et altération calcique entre 100-121', 20% de tuf, 80% d'intrusion d'andésite, joints typiquement serrés et tranversaux, espacement raisonnable et même large, surfaces lisses et plates

σ_c = 171,22 MPa

σ_t = 31,7 MPa

E_{moy} = 89,05 GPa

121'

Importante andésite, éponte inférieure, légère altération chloriteuse

σ_c = 165,23 MPa

σ_t = 43 MPa

E_{moy} = 111,18 GPa

146'

FOND DU TROU

Profondeur	5	6	7	8	9	10	11	15	16 RQD %	17 S / M	18	19 Q / RMR
81'		B	D	M	SA	T	O	#1 100	85	7,41 / 1,0	aucune perte d'eau	6,3 / 69
86'		C	F	C	RA	T	O	#2 100	97	7,41 / 1,0	aucune perte d'eau	7,2 / 79
91'	3	C	V	W	SP	-	O	#3 100	43	7,41 / 1,0	aucune perte d'eau	7,2 / 60
96'								#4 96	65	7,41 / 1,0	aucune perte d'eau.	4,8 / 65
101'								#5 100	45	7,41 / 1,0	aucune perte d'eau	3,3 / 60
105'								#6 100	83	7,41 / 1,0	aucune perte d'eau	6,2 / 69
110'								#7 100	67	7,41 / 1,0	aucune perte d'eau	5,0 / 65
115'								#8 100	75	7,41 / 1,0	aucune perte d'eau	5,6 / 69
120'								#9 100	37	7,41 / 1,0	aucune perte d'eau	2,7 / 60
125'								#10 100	75	2,84 / 1,0	aucune perte d'eau	5,0 / 69
130'								#11 72	29	2,84 / 1,0	aucune perte d'eau	2,2 / 60
133'								#12 100	38	2,84 / 1,0	aucune perte d'eau	2,8 / 60
138'								#13 100	56	2,84 / 1,0	aucune perte d'eau	4,2 / 65
141'								#14 100	73	2,84 / 1,0	aucune perte d'eau	5,4 / 65
146'												

Commentaires

FEUILLE D'ENREGISTREMENT

Trow

Projet	Orientation	Élévation du collier	Données	No du trou de forage
DSS Crown Pillar	-77°	513m B.S.L.	Section 6+60E	C2
Lieu	**Débuté le**	**Terminé le**	**Enregistré par**	Feuille 1 de 1
Mine Chimo	08/10/88	09/10/88	SM/LP	
Client	**Société de forage**	**Genre de perforatrice**	**Carrotier et foret**	**No du Projet**
CANMET	Dominik	Insperation	NQ3 - Face Ejection	S02095R

ÉLÉVATION	PROFONDEUR	SYMBOLE	Description générale	Caractéristiques des joints: SÉRIE	TYPE	ORIENT.	ESPACE.	RUGOS.	REMPL.	OUVERT.	DÉGRADATION	RÉSISTANCE	FRÉQUENCE CASSURES	CA. REMPL.	% RÉCUP.	RQD %	M / S	RÉCUP. NIVEAU ANALYSE D'EAU	Q / RMR
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	
			Morts terrains Cuvelage jusqu'à 106'																
106'		xxx	**Andésite**, éponte postérieure, altération d'amphiboles entre 114' - 157', altérations calciques entre 106' - 114' et 157' - 160', de nombreuses veines de quartz dans la direction de l'assise sous les deux formes d'altération $Ø_c$ = 105,92 MPa $Ø_t$ = 17,97 MPa E_{lab} = 52,58 GPa	2	B / C	D / F	C / VC	SA / A	T / T	0 / 0									
				3	B / C / C	D / F / /	C / M / W	SA LP / A / SA RA	T NC / T / T	1 / 0 / 0									
160'		xxx	**Andésite**, zone de minerai, altération chloriteuse et calcique partout, couches graphiteuses au bord de l'assise																
166'			**FOND DU TROU**																

Profondeur	15 (No / % récup.)	16 RQD %	17 S / M	18	19 Q / RMR
106' - 111'	#1 100	21	4,53 / 1,0	Aucune perte d'eau	3,5 / 55
111' - 115'	#2 100	29	4,53 / 1,0	Aucune perte d'eau	4,8 / 60
115' - 120'	#3 100	82	4,53 / 1,0	Aucune perte d'eau	13,7 / 69
120' - 125'	#4 100	45	4,53 / 1,0	Aucune perte d'eau	7,5 / 60
125' - 129'	#5 100	23	4,53 / 1,0	Aucune perte d'eau	3,2 / 55
129' - 134'	#6 100	68	4,53 / 1,0	Aucune perte d'eau	11,3 / 65
134' - 137'	#7 100	21	4,53 / 1,0	A.P.D.	3,0 / 55
137' - 141'	#8 81	27	4,53 / 1,0	Aucune perte d'eau	9,5 / 60
141' - 146'	#9 100	67	4,53 / 1,0	Aucune perte d'eau	6,0 / 65
146' - 150'	#10 100	52	4,53 / 1,0	Aucune perte d'eau	7,0 / 65
150' - 155'	#11 90	35	4,53 / 1,0	Aucune perte d'eau	3,1 / 60
155' - 160'	#12 100	66	4,53 / 1,0	Aucune perte d'eau	5,9 / 55
160' - 163'	#13 100	33	4,53 / 1,0	Aucune perte d'eau	2,9 / 60
163' - 166'	#14 100	0	4,53 / 1,0	Aucune perte d'eau	0,89 / 55

Commentaires

FEUILLE D'ENREGISTREMENT

Trow

Projet	Orientation	Élévation du collier	Données	No du trou de forage
DSS Crown Pillar	-70°S	511,8m S.B.L.	Section 6+97,5E	C3
Lieu	**Débuté le**	**Terminé le**	**Enregistré par**	Feuille 1 de 1
Mine Chimo	06/10/89	07/10/88	SM/LP	
Client	**Société de forage**	**Genre de perforatrice**	**Carrotier et foret**	**No du Projet**
CANMET	Dominik	Insperation	NQ3 - Face Ejection	S02095R

Columns: 1 Élévation; 2 Profondeur; 3 Symbole; 4 Description générale; 5–11 Caractéristiques des joints (5 Série, 6 Type, 7 Orient., 8 Espace., 9 Rugos., 10 Rempl., 11 Ouvert.); 12 Dégradation; 13 Résistance; 14 Fréquence cassures; 15 No. échant. / % récup.; 16 RQD %; 17 M / S; 18 Niveau nappe (perte d'eau); 19 Q / RMR

Morts terrains
Cuvelage jusqu'à 116'

116'

Andésite, éponte supérieure, altération chloriteuse d'amphiboles entre 116' - 134' et 152' - 169', altération calcique entre 134' - 152' et 169' - 181', nombreuses veines de quartz dans la zone calcique, 5-15% de fer arsenical au-dessous de 169', série de joints prédominante en raison d'une assise faible, joints inclinés, espacement étroit, surfaces lisses et plates

$Ø_c$ = 87,48 MPa

$Ø_t$ = 15,63 MPa

E_{lab} = 59,06 GPa

roc altéré

m = 3,08 s = 1,0

roc intact

m = 4,87 s = 1,0

Caractéristiques des joints (5–11): B D C SA T O / C F M RA T C

Profondeur	15 (No. / % récup.)	16 RQD %	17 M / S	18	19 Q / RMR
116'	#1 / 100	85	N	aucune perte d'eau	10,2 / 59
121'	#2 / 83	80		aucune perte d'eau	13,3 / 59
126'	#3 / 100	75		aucune perte d'eau	12,8 / 65
130'	#4 / 100	51		aucune perte d'eau	8,5 / 65
135'	#5 / 100	58		aucune perte d'eau	9,17 / 65
140'	#6 / 100	33		aucune perte d'eau	5,5 / 60
145'	#7 / 100	85		aucune perte d'eau	14,2 / 69
149'	#8 / 96	58		aucune perte d'eau	9,7 / 65
154'	#9 / 100	80		aucune perte d'eau	13,7 / 69
159'	#10 / 100	66		aucune perte d'eau	" / 65
164'	#11 / 100	66		aucune perte d'eau	11 / 65
169'	#12 / 100	43		aucune perte d'eau	13,8 / 69
174'	#13 / 100	47		aucune perte d'eau	7,8 / 60
177'	#14 / 100	11		aucune perte d'eau	[illegible] / 55
181'	#15 / 100	52		aucune perte d'eau	9,7 / 65

181'

FOND DU TROU

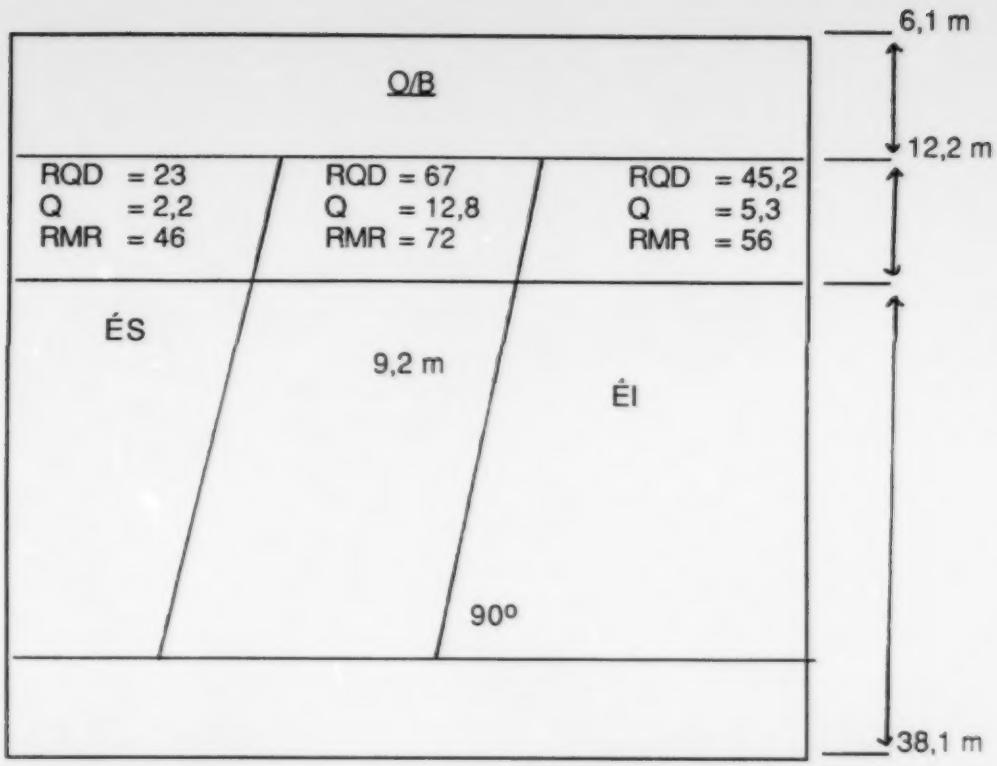
Commentaires

Trow

ANNEXE 3
Modèles empiriques de base

Trow

Mine Pamour



Système de support Meritt

Pour une travée de 9,2 m, aucun support n'est requis pour RQD > 80 % et un boulonnage est requis pour RQD entre 30 % et 80 %. Le boulonnage est requis.

Qualité de creusement NGI

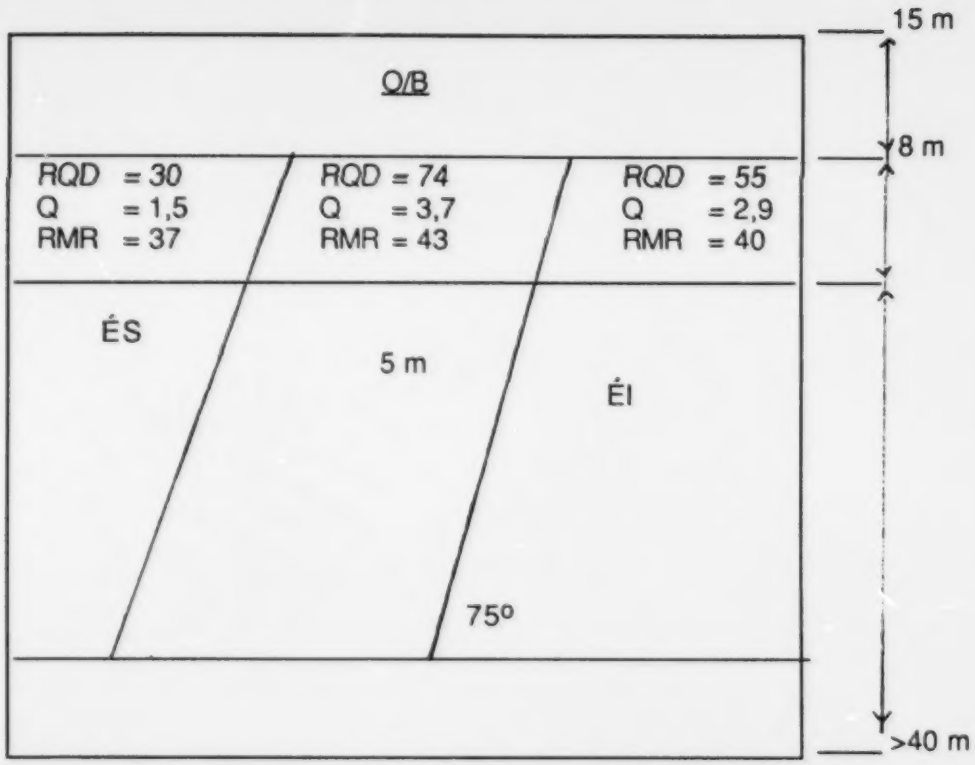
Pour une travée de 9,2 m et un rapport fouille : support de 3,0 qui implique que D_e = 3,07. Ceci implique qu'aucun support n'est requis pour les coéfficients Q > 2. Aucun support n'est requis.

Durée de résistance CSIR

Pour une travée de 9,2 m lorsque RMR = 65, la durée de résistance est de 2 1/2 mois. Cette durée n'est pas acceptable.

S02095R

Mine Bousquet



Système de support Merritt

Pour une travée de 5 m, aucun support n'est requis pour RQD > 70 %, un boulonnage est requis pour RQD entre 15 % et 70 %. Le boulonnage est requis seulement pour l'éponte supérieure et l'éponte inférieure.

Qualité de creusement NGI

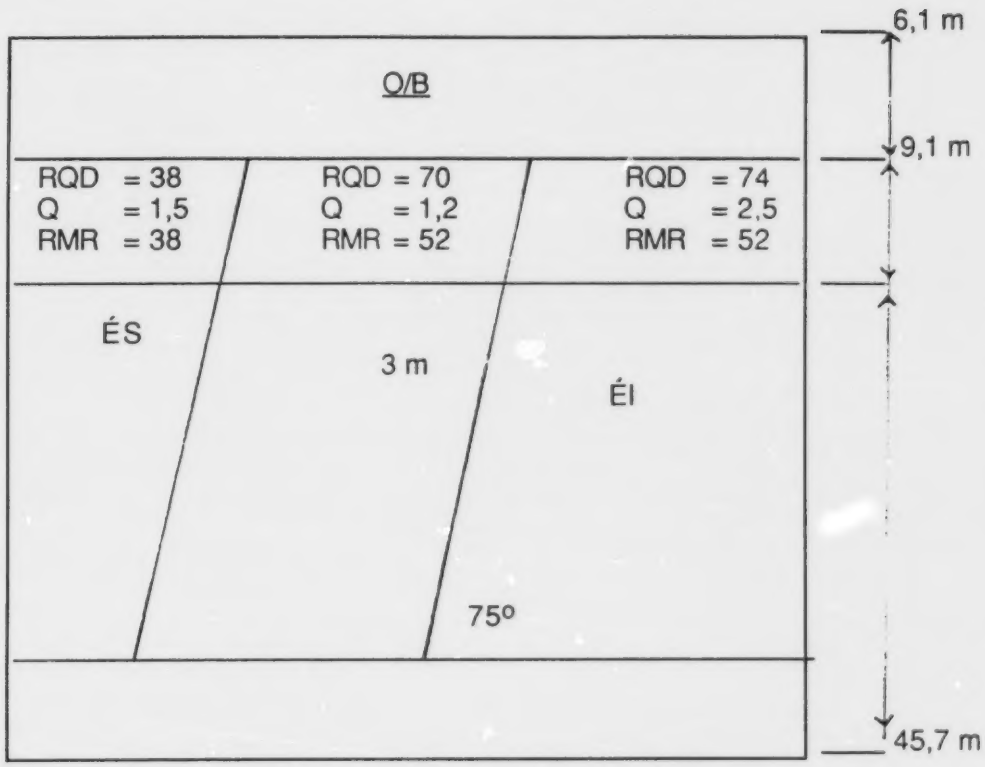
Pour une travée de 5 m et un rapport fouille : support de 3,0 implique que D_e = 1,7. Ceci implique qu'aucun support n'est requis pour Q > 0,3. Aucun support n'est requis.

Durée de résistance CSIR

Pour une travée de 5 m lorsque RMR = 40, la durée de résistance est de moins de 1 jour. Cette durée est inacceptable.

S02095R

Mine Belmoral



Système de support Merritt

En ce qui a trait à une travée de 3.05 m, aucun support n'est requis pour RQD > 50 % et le boulonnage est requis pour RQD entre 5 % et 50 %. Le boulonnage n'est requis que pour l'éponte supérieure.

Qualité de creusement NGI

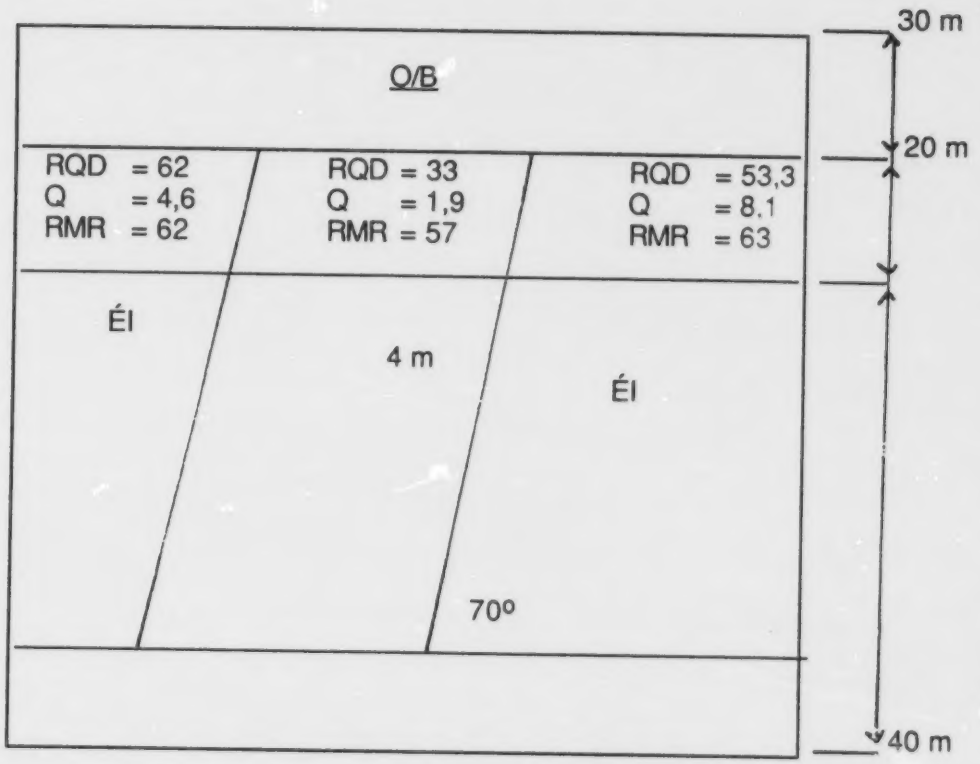
En ce qui a trait à une travée de 3,05 m lorsque ESR = 3; D_e = 1 implique qu'aucun support n'est requis pour Q > 0,1. Aucun support n'est requis.

Durée de résistance CSIR

En ce qui a trait à une travée de 3,05 m lorsque RMR = 50, la durée de résistance est de 10 jours. Cette durée n'est pas acceptable.

S02095R

Mine Chimo



Système de support Merritt

Pour une travée de 4 m, aucun support n'est requis pour RQD > 55 % et un boulonnage est requis entre 10 % et 55 %. Aucun support n'est requis.

Qualité de creusement NGI

Pour une travée de 4 m lorsque ESR = 3; D_e = 1,33 implique qu'aucun support n'est requis pour Q > 0,3. Aucun boulonnage n'est requis.

Durée de résistance CSIR

Pour une travée de 4 m lorsque RMR = 62 % implique que la durée est de 2 1/2 mois. Cette durée est inacceptable.

Trow

ANNEXE 4
Modèle Matthew

Trow

Mine Pamour

Facteur de contrainte (A)

Le minerai s'incline à 90°.

La profondeur de la surface jusqu'au centre de la chambre est d'environ 37,5 m.

La contrainte verticale est évaluée à $Ø_V = 0,027 \times 37,5 = 1,01$ MPa

$K = \frac{Ø_H}{Ø_V}$ $K = 1,5$

Contrainte horizontale $Ø_H = 1,5 \times 1,01 = 1,52$ MPa

Il faut d'abord calculer les contraintes qui s'imposent au plan vertical et au plan horizontal.

Plan vertical

H:S soit 4,1:1

$Ø_I:Ø_V$ est évalué à 3,6 selon illustration 4-2.

$\frac{Ø_I}{Ø_V} = 3,6$ $Ø_I = 3,6 \times 1,01 = 3,64$ MPa

La résistance à la compression uniaxiale du roc $Ø_C = 143$ MPa

$\frac{Ø_C}{Ø_I} = \frac{143}{3,64} = 39,95$ A = 1,0 selon illustration 4-4.

Plan horizontal

L:S soit 2:1

$Ø_H1 = 1,52$ MPa

$Ø_H2 = 1,52$ MPa

$K = \frac{Ø_{H2}}{Ø_{H1}} = 1,0$ $\quad \frac{Ø_I}{Ø_H} = 2,0$ selon illustration 4-2.

$$Ø_I = 2,0 \times 1,52 = 3,04 \text{ MPa}$$

$\frac{Ø_C}{Ø_I} = \frac{143}{3,04} = 47,04$ A = 1,0 selon l'illustration 4-4.

Deuxièmement, il faut calculer les contraintes qui s'imposent aux épontes supérieure et inférieure étant donné les plans horizontal et vertical à mi-chambre. Le plus bas coefficient du facteur de contrainte (A) est considéré.

Plan vertical

H:S soit 4,1:1

$Ø_I:Ø_V$ est évalué à -0,2 selon illustration 4-3.

Puisque le coefficient est négatif, il est rapporté à zéro et $Ø_I = 0$ selon l'illustration 4-4. Il est à noter que les joints horizontaux qui se croisent à l'éponte supérieure s'ouvrent, car les contraintes au centre de la travée sont souples.

Plan horizontal

L:S = 2:1 K = 1,0

$\frac{Ø_I}{Ø_H} = 0,5$ selon l'illustration 4-3

$$Ø_I = 0,5 \times 1,52 = 0,76 \text{ MPa}$$

$\frac{Ø_C}{Ø} = \frac{143}{0,76} = 188,16$ MPa A = 1,0 selon l'illustration 4-4

Les principaux facteurs de contrainte (A) figurent ci-dessous.

Postérieur	-A = 1,0
Extrémité verticale	-A = 1,0
Supérieur	-A = 1,0
Inférieur	-A = 1,0

Facteur d'orientation de déformation (B)

Le joint principal s'incline à 90° et le minerai est de 9,2 m de large et s'incline à 90°. Selon l'illustration 4-5, le facteur d'orientation pour les surfaces exposées est :

Surface exposée	Coefficient de (B)
Postérieur	1
Extrémité verticale	1
Supérieur	0,5
Inférieur	0,5

Facteur d'orientation de la surface (C)

Les épontes supérieure et inférieure s'inclinent à 90°. Selon l'illustration 4-6, le facteur d'orientation pour les surfaces exposées est :

Surface exposée	Coefficient de (C)
Postérieur	1,0
Extrémité verticale	8,0
Supérieur	6,8
Inférieur	8,0

Coefficient de stabilité

$(N) = Q' \times A \times B \times C$

Postérieur

$N = 12,8 \times 1,0 \times 1,0 \times 1,0 = 12,8$

Facteur de profil (S)

Postérieur

$$S = \frac{\text{Superficie de la surface}}{\text{Périmètre de la surface}}$$

$$= \frac{9,2 \times 18,4}{(9,2 \times 2) + (18,4 \times 2)}$$

$$= 3,1 \text{ m}$$

Trow

Sommaire des facteurs de la mine Pamour

Surface exposée	A	B	C	Q'	N	S
Postérieur	1,0	1,0	1,0	12,8	12,8	3,1
Vertical	1,0	1,0	8,0	12,8	102,4	3,7
Éponte inférieure	1,0	0,5	8,0	2,2	8,8	6,2
Éponte supérieure	1,0	0,5	6,8	5,3	18,0	6,2

S02095R

Mine Bousquet

Facteur de contrainte (A)

Le minerai s'incline à environ 75°.

La profondeur de la surface jusqu'au centre de la chambre est d'environ 43 m.

La contrainte verticale est évaluée à $Ø_V = 0,027 \times 43 = 1,16$ MPa

$K = \frac{Ø_H}{Ø_V}$ $K = 1,5$

Contrainte horizontale $Ø_H = 1,5 \times 1,16 = 1,74$ MPa

Il faut d'abord calculer les contraintes qui s'imposent au plan vertical et au plan horizontal.

Plan vertical

H:S soit 8,1

$Ø_I:Ø_V$ est évalué à 5,0 selon illustration 4-2.

$\frac{Ø_I}{Ø_V} = 5,0$ $Ø_I = 5,0 \times 1,16 = 5,8$ MPa

La résistance à la compression uniaxiale du roc $Ø_C = 53.78$ MPa

$\frac{Ø_C}{Ø_I} = \frac{53.78}{5,8} = 9,3$ A = 0,96 selon illustration 4-4.

Plan horizontal

L:S soit 2:1

$Ø_{H1} = 1,74$ MPa

$Ø_{H2} = 1,74$ MPa

$K = \frac{Ø_{H2}}{Ø_{H1}} = 1,0$ $\frac{Ø_I}{Ø_H} = 1,4$ selon illustration 4-2.

$\emptyset_I = 1,4 \times 1,74 = 2,44$ MPa

$\frac{\emptyset_C}{\emptyset_I} = \frac{53,78}{2,44} = 22,1$ A = 1,0 selon illustration 4-4.

Deuxièmement il faut calculer les contraintes qui s'imposent aux épontes supérieure et inférieure étant donné les plans horizontal et vertical à mi-chambre. Le plus bas coefficient du facteur de contrainte (A) est considéré.

Plan vertical

H:S soit 8:1

$\emptyset_I:\emptyset_V$ est évalué à -0,5 selon illustration 4-3.

Puisque le coefficient est négatif, il est ramené à zéro et $\emptyset_I = 0$ selon l'illustration 4-4. Il est à noter que les joints horizontaux qui se croisent à l'éponte supérieure s'ouvrent, car les contraintes au centre de la travée est souple.

Plan horizontal

L:S = 2:1 K = 1,0

$\frac{\emptyset_I}{\emptyset_H} = 0,5$ selon l'illustration 4-3

$\emptyset_I = 0,5 \times 1,74 = 0,87$ MPa

$\frac{\emptyset_C}{\emptyset} = \frac{53,78}{0,87} = 61,8$ MPa A = 1,0 selon l'illustration 4-4

Les principaux facteurs de contrainte (A) figurent ci-dessous.

Postérieur	-A = 0,96
Extrémité verticale	-A = 1,0
Supérieur	-A = 1,0
Inférieur	-A = 1,0

Facteur d'orientation de déformation (B)

Le joint principal s'incline à 45° et le minerai est de 5 m de large et s'incline à 75°. Selon l'illustration 4-5, le facteur d'orientation pour les surfaces exposées est :

Surface exposée	Coefficient de (B)
Postérieur	0,4
Extrémité verticale	0,4
Supérieur	0,3
Inférieur	0,3

Facteur d'orientation de la surface (C)

Les épontes supérieure et inférieure s'inclinent à 75°. Selon l'illustration 4-6, le facteur d'orientation pour les surfaces exposées est :

Surface exposée	Coefficient de (C)
Postérieur	1
Extrémité verticale	8
Supérieur	5,5
Inférieur	8

Coefficient de stabilité

$(N) = Q' \times A \times B \times C$

Postérieur

$N = 2,9 \times 0,96 \times 0,4 \times 1 = 1,1$

Facteur de profil (S)

Postérieur

$$S = \frac{\text{Superficie de la surface}}{\text{Périmètre de la surface}}$$

$$= \frac{10 \times 5}{(2 \times 5) + (2 \times 10)}$$

$$= 1,7 \text{ m}$$

Trow

Sommaire des facteurs de la mine Bousquet

Surface exposée	A	B	C	Q'	N	S
Postérieur	0,96	0,4	1,0	2,9	1,1	1,7
Vertical	1,0	0,4	8,0	2,9	9,3	2,2
Éponte inférieure	1,0	0,3	8,0	1,5	3,8	4,0
Éponte supérieure	1,0	0,3	5,5	1,5	2,4	4,0

S02095R

Mine Belmoral

Facteur de contrainte (A)

Le minerai s'incline à environ 70°.

La profondeur de la surface jusqu'au centre de la chambre est d'environ 38,1 m.

La contrainte verticale est évaluée à $Ø_V = 0,027 \times 38,1 = 1,03$ MPa

$K = \frac{Ø_H}{Ø_V}$ $K = 1,5$

Contrainte horizontale $Ø_H = 1,5 \times 1,03 = 1,55$ MPa

Il faut d'abord calculer les contraintes qui s'imposent au plan vertical et au plan horizontal.

Plan vertical

H:S soit 15,3:1 (employez 8:1)

$Ø_I:Ø_V$ est évalué à 5,0 selon illustration 4-2.

$\frac{Ø_I}{Ø_V} = 5,0$ $Ø_I = 5,0 \times 1,03 = 5,15$ MPa

La résistance à la compression uniaxiale du roc $Ø_C = 76$ MPa

$\frac{Ø_C}{Ø_I} = \frac{76}{5,15} = 14,89$ A = 1,0 selon illustration 4-4.

Plan horizontal

L:S soit 2:1

$Ø_{H1} = 1,55$ MPa

$Ø_{H2} = 1,55$ MPa

$K = \frac{Ø_{H2}}{Ø_{H1}} = 1,0$ $\frac{Ø_I}{Ø_H} = 1,4$ selon illustration 4-2.

$$Ø_I = 1,4 \times 1,55 = 2,17 \text{ MPa}$$

$\frac{Ø_C}{Ø_I} = \frac{76}{2,17} = 35$ A = 1,0 selon illustration 4-4.

Deuxièmement il faut calculer les contraintes qui s'imposent aux épontes supérieure et inférieure étant donné les plans horizontal et vertical à mi-chambre. Le plus bas coefficient du facteur de contrainte (A) est considéré.

Plan vertical

H:S soit 15,3:1 K = 1,5

$Ø_I:Ø_V$ est évalué à -0,5 selon illustration 4-3.

Puisque le coefficient est négatif, il est ramené à zéro et $Ø_I = 0$ selon l'illustration 4-4. A = 1,0. Il est à noter que les joints horizontaux qui se croise à l'éponte supérieure s'ouvrent, car les contraintes au centre de la travée est souple.

Plan horizontal

L:S = 2:1 K = 1,0

$\frac{Ø_I}{Ø_H}$ = 0,5 selon l'illustration 4-3

$$Ø_I = 0,5 \times 1,55 = 0,78 \text{ MPa}$$

$\frac{Ø_C}{Ø} = \frac{76}{0,78} = 98,1$ MPa A = 1,0 selon l'illustration 4-4

Les principaux facteurs de contrainte (A) figurent ci-dessous.

Postérieur	-A = 1,0
Extrémité verticale	-A = 1,0
Supérieur	-A = 1,0
Inférieur	-A = 1,0

Facteur d'orientation de déformation (B)

Le joint principal s'incline à 60° et le minerai est de 3.0 m de large et s'incline à 70°. Selon l'illustration 4-5, le facteur d'orientation pour les surfaces exposées est :

Surface exposée	Coefficient de (B)
Postérieur	0,8
Extrémité verticale	0,8
Supérieur	0,3
Inférieur	0,3

Facteur d'orientation de la surface (C)

Les épontes supérieure et inférieure s'inclinent à 70°. Selon l'illustration 4-6, le facteur d'orientation pour les surfaces exposées est :

Surface exposée	Coefficient de (C)
Postérieur	1
Extrémité verticale	8
Supérieur	5,8
Inférieur	8

Coefficient de stabilité

$(N) = Q' \times A \times B \times C$

Postérieur

$N = 1,2 \times 1,0 \times 0,8 \times 1,0 = 0,96$

Facteur de profil (S)

Postérieur

$$S = \frac{\text{Superficie de la surface}}{\text{Périmètre de la surface}}$$

$$= \frac{6 \times 3}{(6 \times 2) + (3 \times 2)}$$

$= 1$ m

Trow

Sommaire des facteurs de la mine Belmoral

Surface exposée	A	B	C	Q'	N	S
Postérieur	1,0	0,8	1,0	1,2	0,96	1,0
Vertical	1,0	0,8	8,0	1,5	9,6	1,4
Éponte inférieure	1,0	0,3	8,0	2,5	6	2,6
Éponte supérieure	1,0	0,3	5,8	2,5	4,4	2,6

S02095R

Mine Chimo

Facteur de contrainte (A)

Le minerai s'incline à environ 70°.

La profondeur de la surface jusqu'au centre de la chambre est d'environ 90 m.

La contrainte verticale est évaluée à $Ø_V = 0,027 \times 90 = 2,43$ MPa

$K = \frac{Ø_H}{Ø_V}$ $K = 1,5$

Contrainte horizontale $Ø_H = 1,5 \times 2,43 = 3,65$ MPa

Il faut d'abord calculer les contraintes qui s'imposent au plan vertical et au plan horizontal.

Plan vertical

H:S soit 10:1 (employez 8:1)

$Ø_I:Ø_V$ est évalué à 5,0 selon illustration 4-2.

$\frac{Ø_I}{Ø_V} = 5.0$ $Ø_I = 5,0 \times 2,43 = 12,15$ MPa

La résistance à la compression uniaxiale du roc $Ø_C = 39.79$ MPa

$\frac{Ø_C}{Ø_I} = \frac{39,79}{12,15} = 39,95$ A = 0,20 selon illustration 4-4.

Plan horizontal

L:S soit 2:1

$Ø_{H1} = 3,65$ MPa

$Ø_{H2} = 3,65$ MPa

$K = \frac{Ø_{H2}}{Ø_{H1}} = 1,0$ $\frac{Ø_I}{Ø_H} = 1,4$ selon illustration 4-2.

$Ø_I = 1,4 \times 3,65 = 5,10$ MPa

$\frac{Ø_C}{Ø_I} = \frac{39,79}{5,10} = 7,80$ A = 0,7 selon illustration 4-4.

Deuxièmement il faut calculer les contraintes qui s'imposent aux épontes supérieure et inférieure étant donné les plans horizontal et vertical à mi-chambre. Le plus bas coefficient du facteur de contrainte (A) est considéré.

Plan vertical

H:S soit 10:1

$Ø_I:Ø_V$ est évalué à -0,5 selon illustration 4-3.

Puisque le coefficient est négatif, il est ramené à zéro et $Ø_I = 0$ selon l'illustration 4-4. A = 1,0. Il est à noter que les joints horizontaux qui se croise à l'éponte supérieure s'ouvrent, car les contraintes au centre de la travée est souple.

Plan horizontal

L:S = 2:1 K = 1,0

$\frac{Ø_I}{Ø_H}$ = 0,5 selon l'illustration 4-3

$Ø_I = 0,5 \times 3,65 = 1,83$ MPa

$\frac{Ø_C}{Ø} = \frac{39,79}{1,83} = 21$ MPa A = 1,0 selon l'illustration 4-4

Les principaux facteurs de contrainte (A) figurent ci-dessous.

Postérieur	-A = 0,2
Extrémité verticale	-A = 0,70
Supérieur	-A = 1,0
Inférieur	-A = 1,0

Facteur d'orientation de déformation (B)

Le joint principal s'incline à 70° et le minerai est de 4 m de large et s'incline à 70°. Selon l'illustration 4-5, le facteur d'orientation pour les surfaces exposées est :

Surface exposée	Coefficient de (B)
Postérieur	0,8
Extrémité verticale	0,8

Supérieur	0,5
Inférieur	0,5

Facteur d'orientation de la surface (C)

Les épontes supérieure et inférieure s'inclinent à 70°. Selon l'illustration 4-6, le facteur d'orientation pour les surfaces exposées est :

Surface exposée	Coefficient de (C)
Postérieur	1,0
Extrémité verticale	8,0
Supérieur	5,5
Inférieur	8,0

Coefficient de stabilité

$(N) = Q' \times A \times B \times C$

Postérieur

$N = 1,9 \times 0,20 \times 0,8 \times 1,0 = 0,30$

Facteur de profil (S)

Postérieur

$$S = \frac{\text{Superficie de la surface}}{\text{Périmètre de la surface}}$$

$$= \frac{4 \times 8}{(2 \times 4) + (2 \times 8)}$$

= 1,3 m

Sommaire des facteurs de la mine Chimo

Surface exposée	A	B	C	Q'	N	S
Postérieur	0,2	0,8	1,0	1,9	0,30	1,3
Vertical	0,70	0,8	8,0	1,9	8,5	1,8
Éponte inférieure	0,5	0,5	8,0	4,6	18,4	3,3
Éponte supérieure	0,5	0,5	5,5	8,1	22,3	3,3

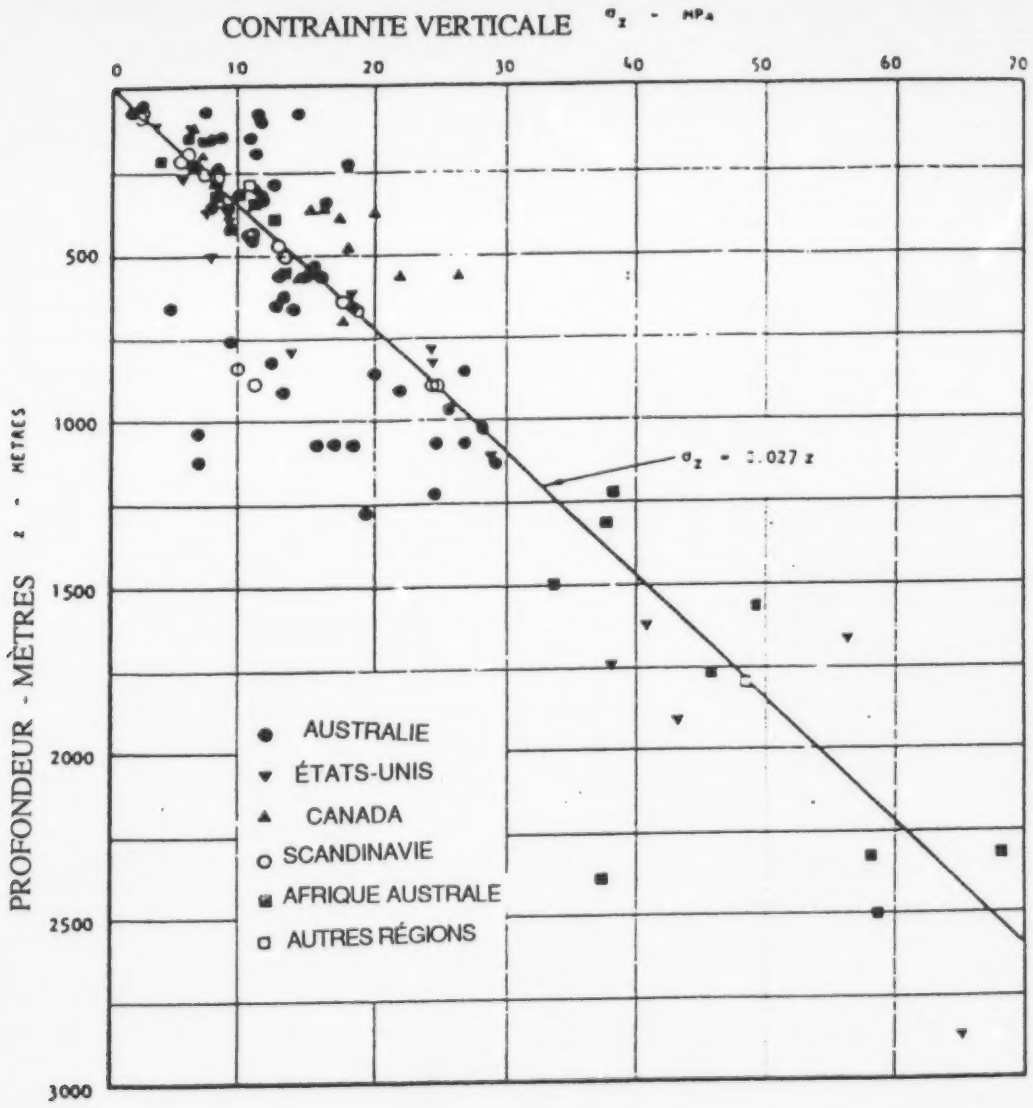
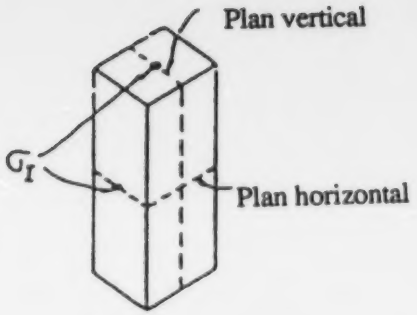


Figure 4.1

Mathews et Al[8]



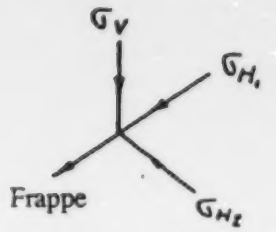
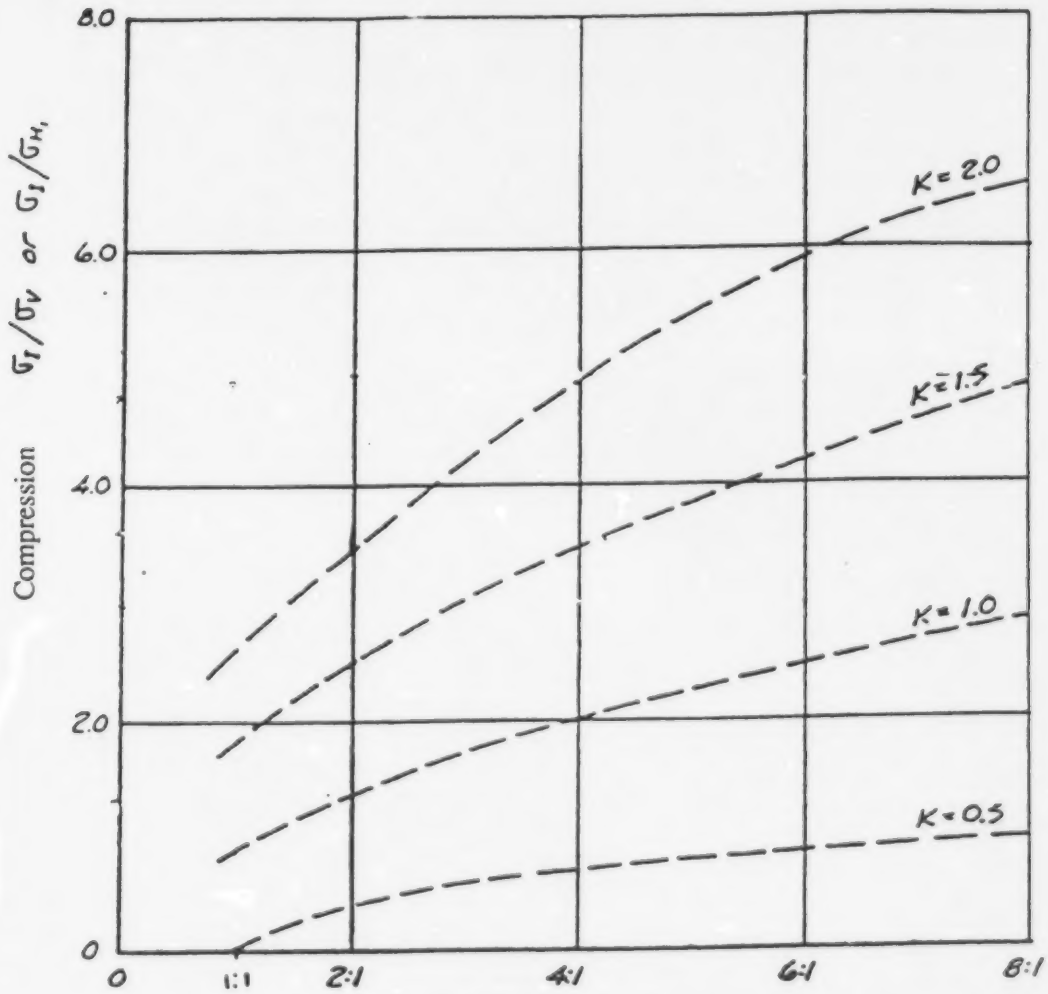


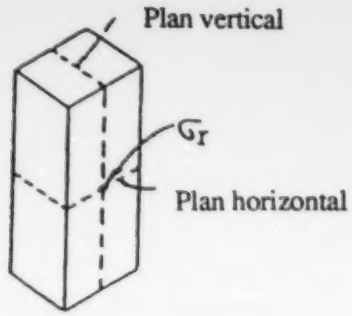
Illustration de contraintes vierges



LÉGENDE

σ_I = Contrainte induite
σ_v = Contrainte vierge verticale
σ_{H_1} = Contrainte vierge horizontale sur la frappe
σ_{H_2} = Contrainte vierge horizontale perpendiculaire à la frappe
Plan vertical $K = \sigma_{H_2}/\sigma_{H_1}$
Plan horizontal $K = \sigma_{H_2}/\sigma_v$

Figure 4.2
Mathews et Al[8]



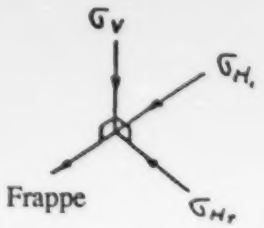
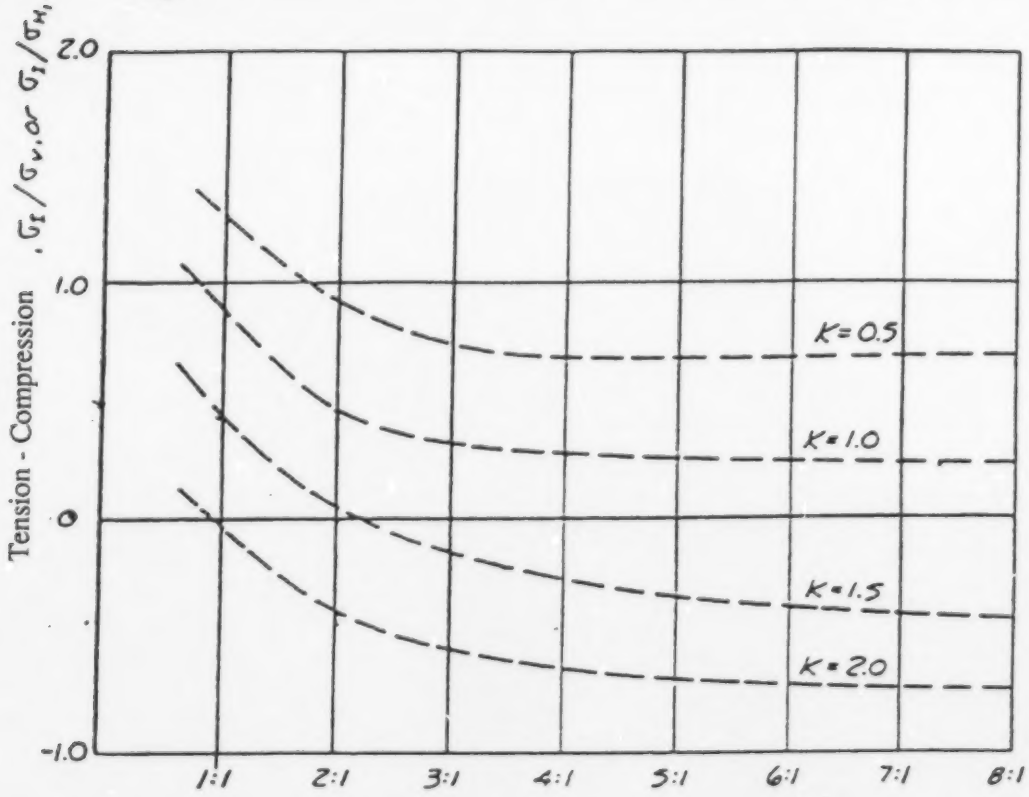


Illustration de contraintes vierges



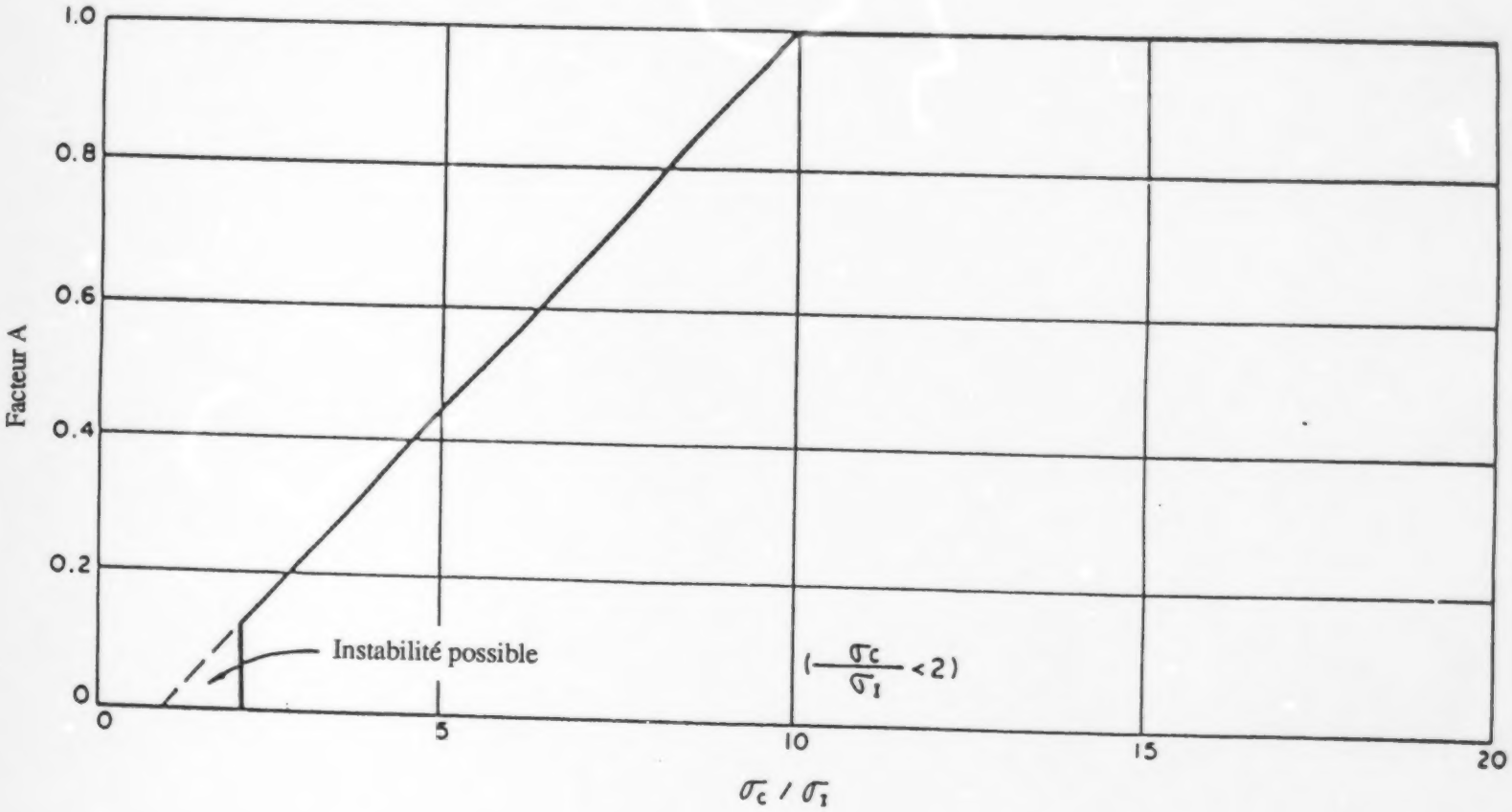
LÉGENDE

σ_I - Contrainte induite
σ_V - Contrainte vierge verticale
σ_{H_1} - Contrainte vierge horizontale sur la frappe
σ_{H_2} - Contrainte vierge horizontale perpendiculaire à la frappe
Plan horizontal , $K = \sigma_{H_2}/\sigma_{H_1}$
Plan vertical , $K = \sigma_{H_2}/\sigma_V$

Figure 4.3

Mathews et Al[8]

FIGURE 4.4 Facteur d'orientation de contrainte (selon Mathews et Al. 1981)



σ_c • Résistance à la compression uniaxiale du roc intact

σ_t • Résistance à la compression induite

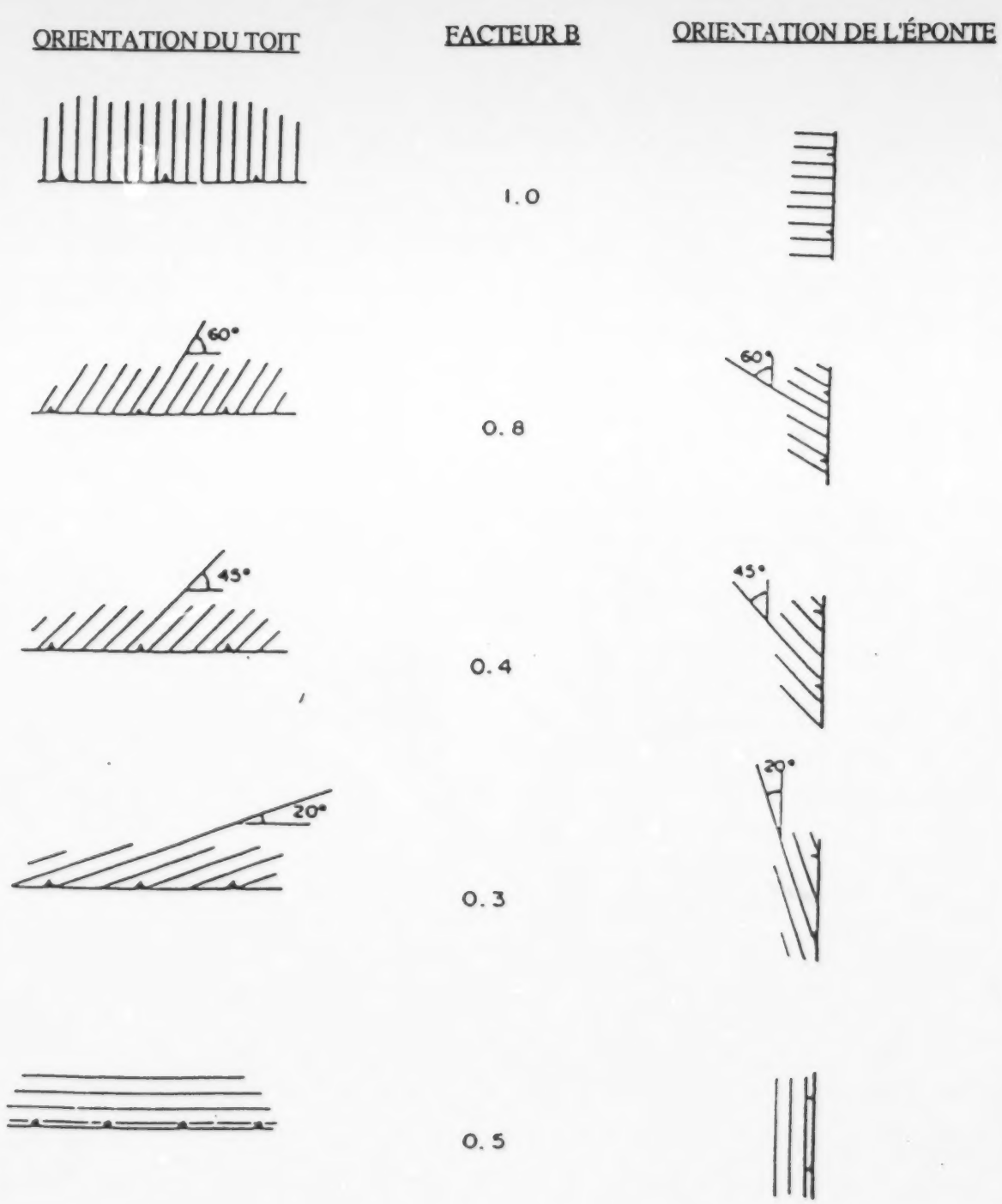
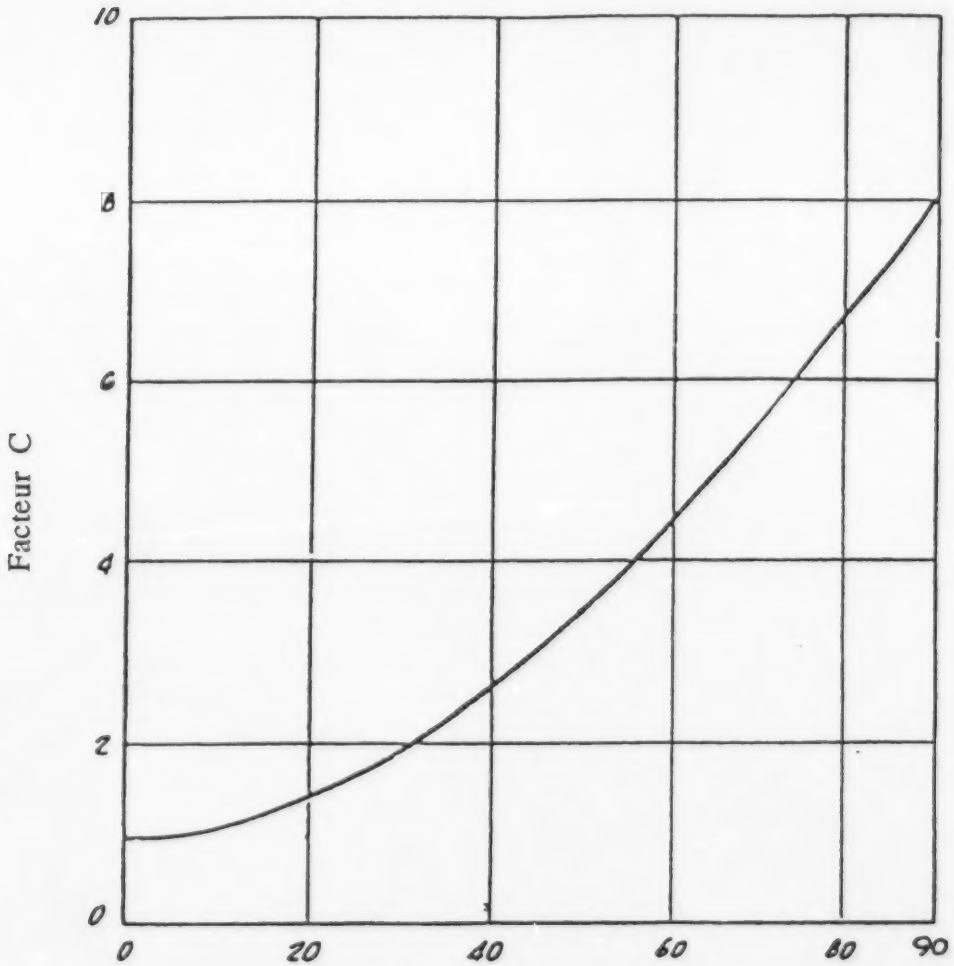


FIGURE 4.5 FACTEUR D'ORIENTATION DE DÉFORMATION (B)

(selon Mathews et Al. 1981)

FIGURE 4.6 Facteur d'orientation de surface

(selon Mathews et Al. 1981)



Facteur C = 8-7 Cosine (angle d'inclinaison)

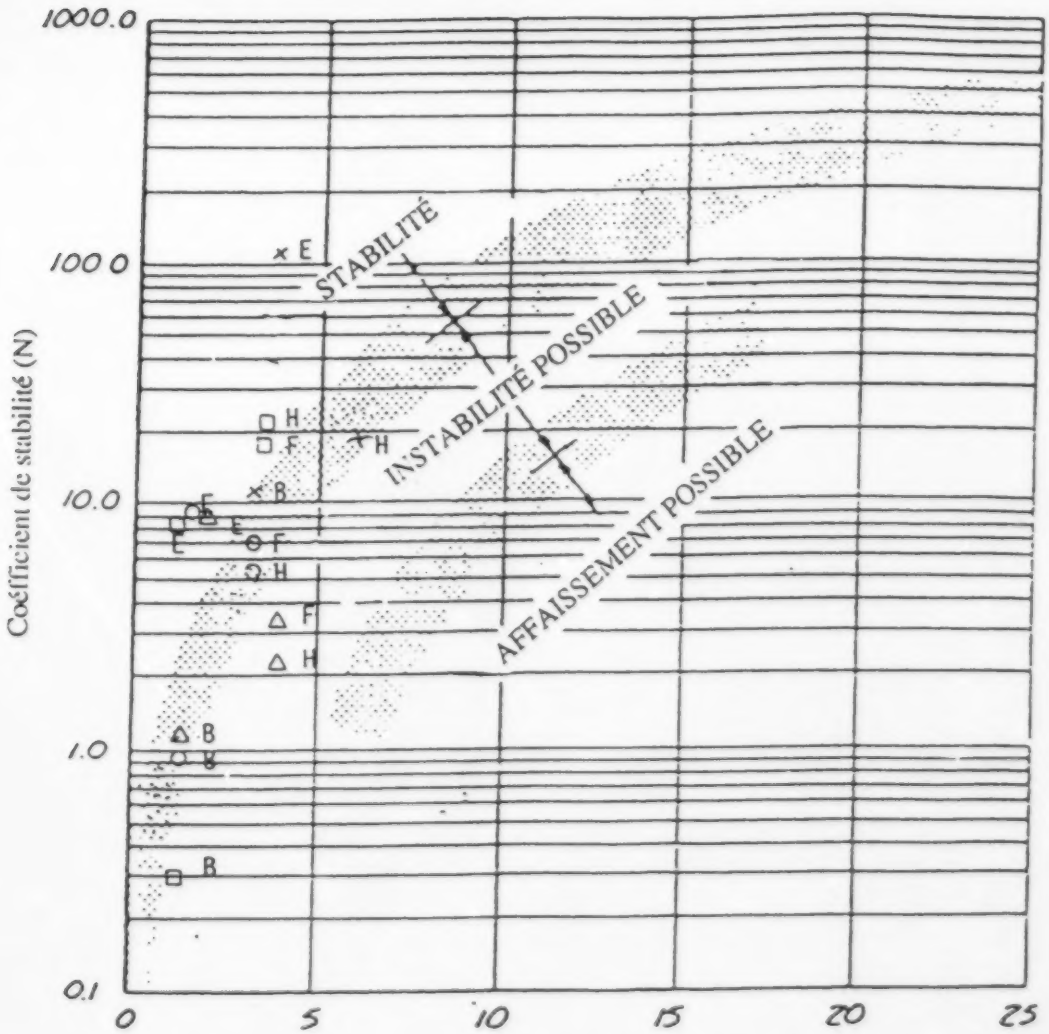
Trow

ANNEXE 5
Sections transversales des mines

S02095R

GRAPHIQUE DE COÉFFICENTS DE STABILITÉ (N) PAR RAPPORT AU FACTEUR DE PROFIL (S)

(selon Matthews et Al. 1981)

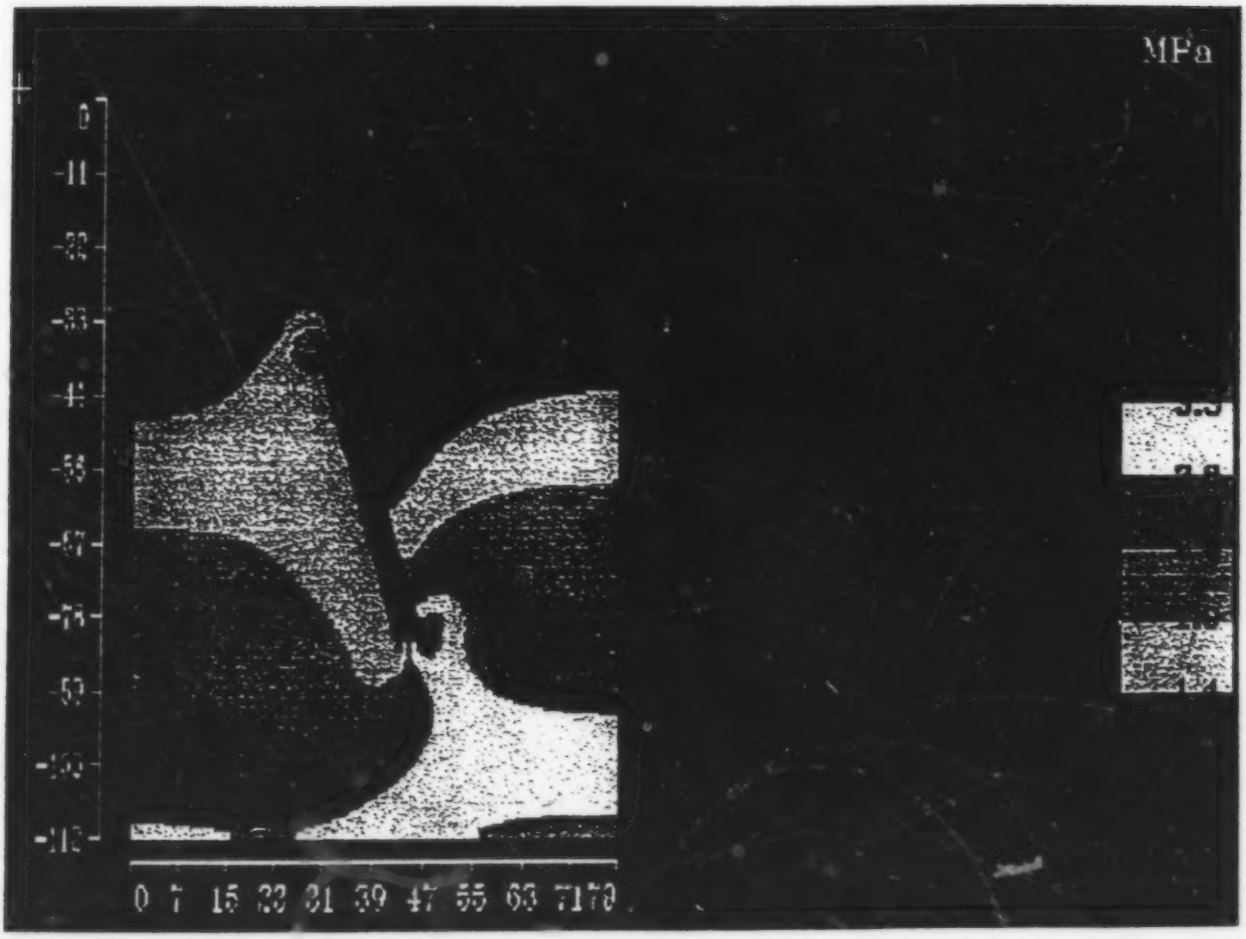


- Pamour
- Bousquet
- Belmoral
- Chimo

B - Postérieur
E - Vertical
H - Éponte supérieure
F - Éponte inférieure

S02095R

CONTRAINTES PRINCIPALES RECONNUES



4 000 N

3 600 N

3 200 N

4 400 E

4 800 E

5 200 E

5 600 E

N

X P1

P3 X

X P2

216 Nº 3 W CHAMBRE

4W

8W

12W

16W

20W

24W

28W

32W

36W

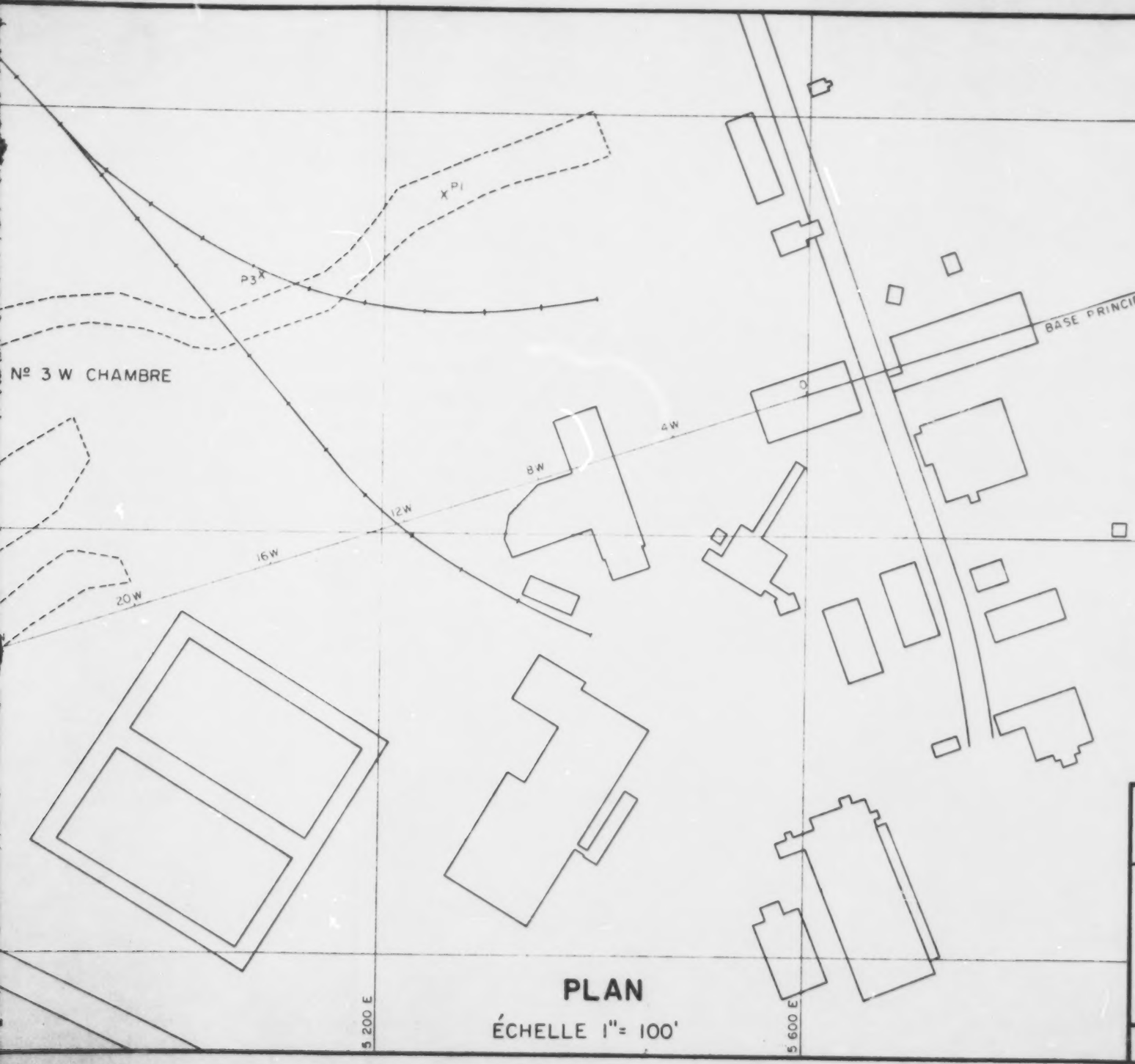
40W

44W

48W

PLAN

ÉCHELLE 1"= 100'



PLAN

ÉCHELLE 1"= 100'

LÉGENDE

X SITE PROPOSÉ DU FORAGE D'ESSAI

NOTES 1) Plan esquissé à partir de l'illustration distribuée par Giant Yellowknife Mines Ltd.

6 000 E

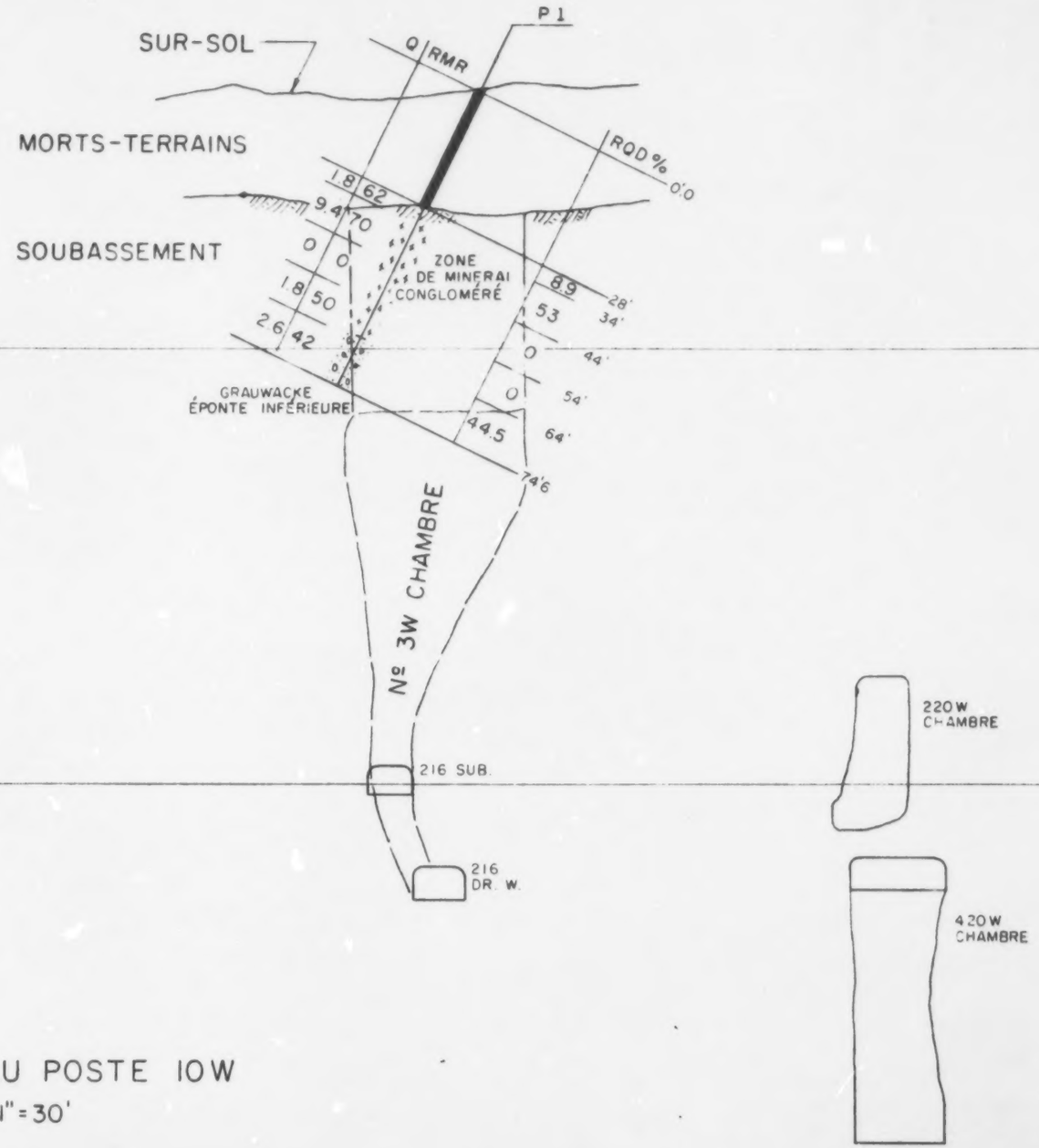
6400 E

Trow

ÉTUDE DU STOT D.S.S.
MINE Nº 1 PAMOUR
TIMMINS, ONTARIO.

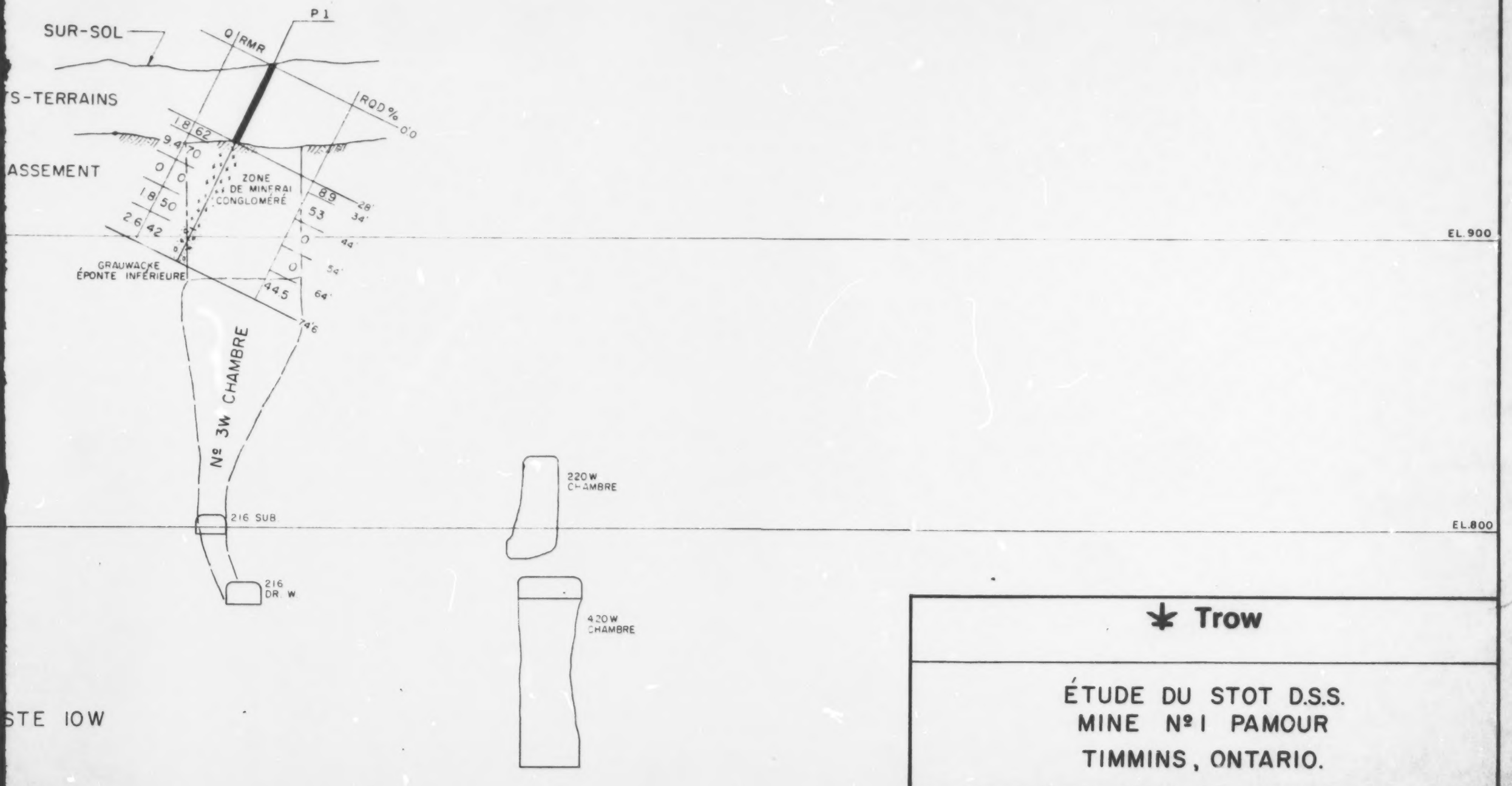
PROJ. S02095R	DATE NOVEMBRE 1988	Nº ILLUST. 1

REV. SEPTEMBRE 1989



SECTION AU POSTE 10W

ÉCHELLE 1"=30'

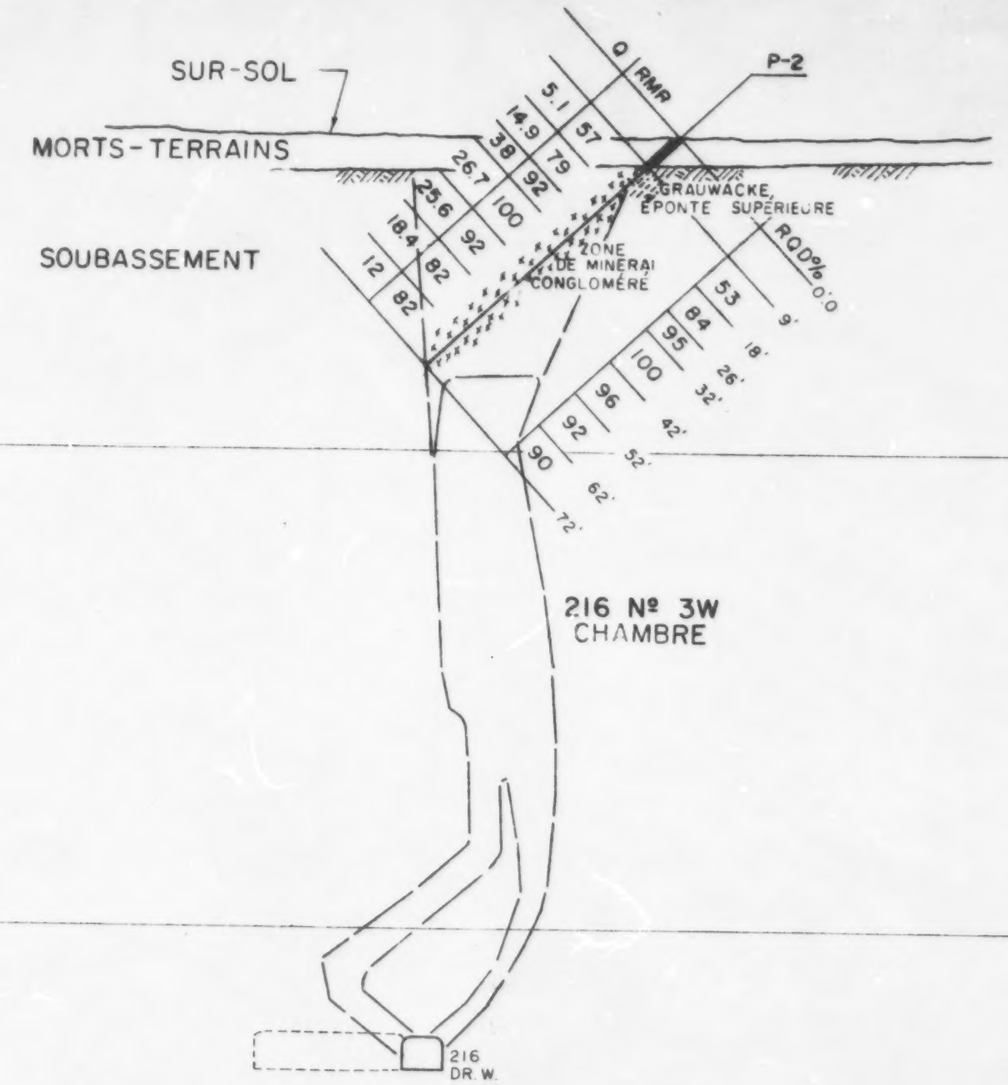


Trow

ÉTUDE DU STOT D.S.S.
MINE Nº1 PAMOUR
TIMMINS, ONTARIO.

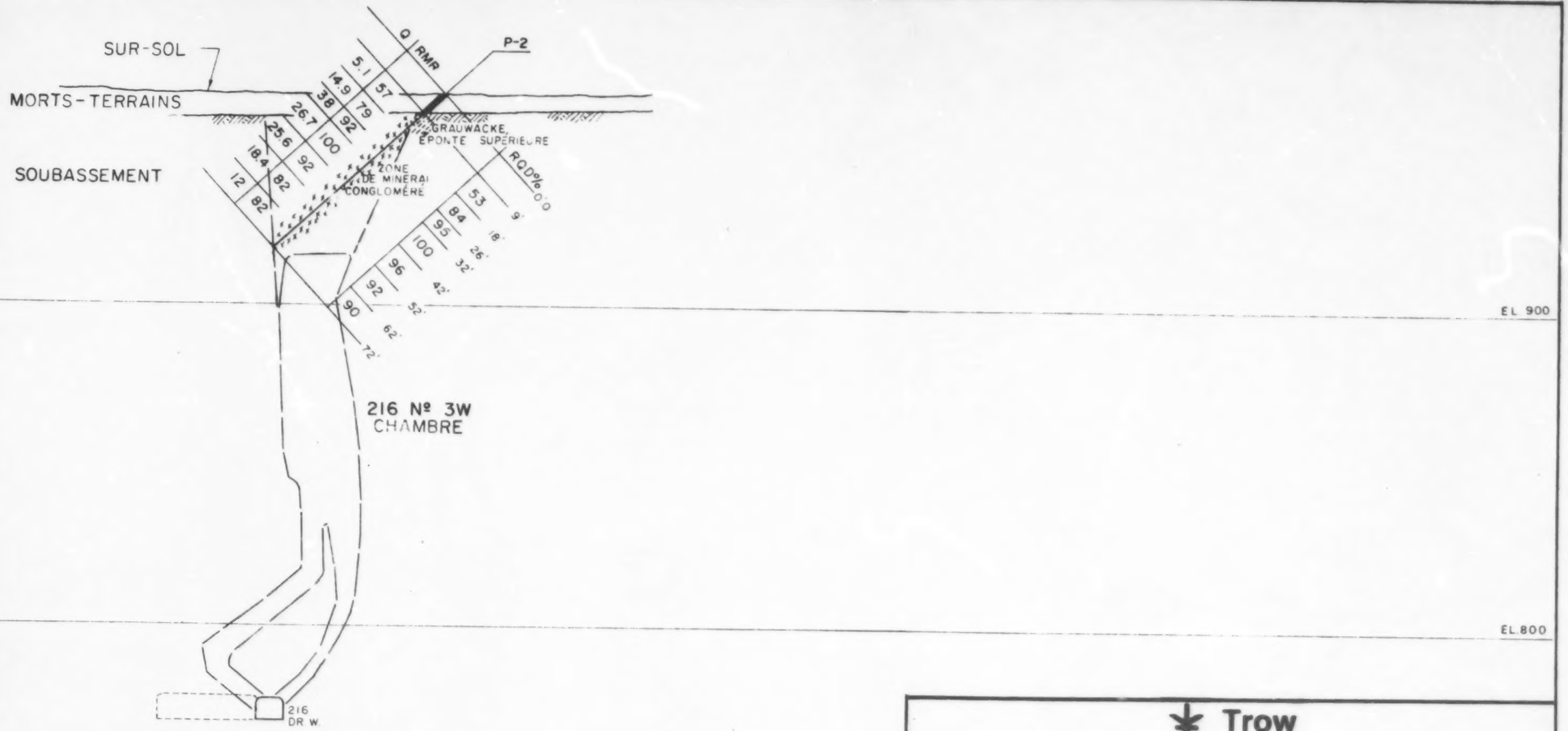
PROJ. SO 2095 R	DATE NOVEMBRE 1988	Nº ILLUST. 2

REV. SEPTEMBRE 1989



SECTION AU POSTE 34W

ÉCHELLE 1"=30'



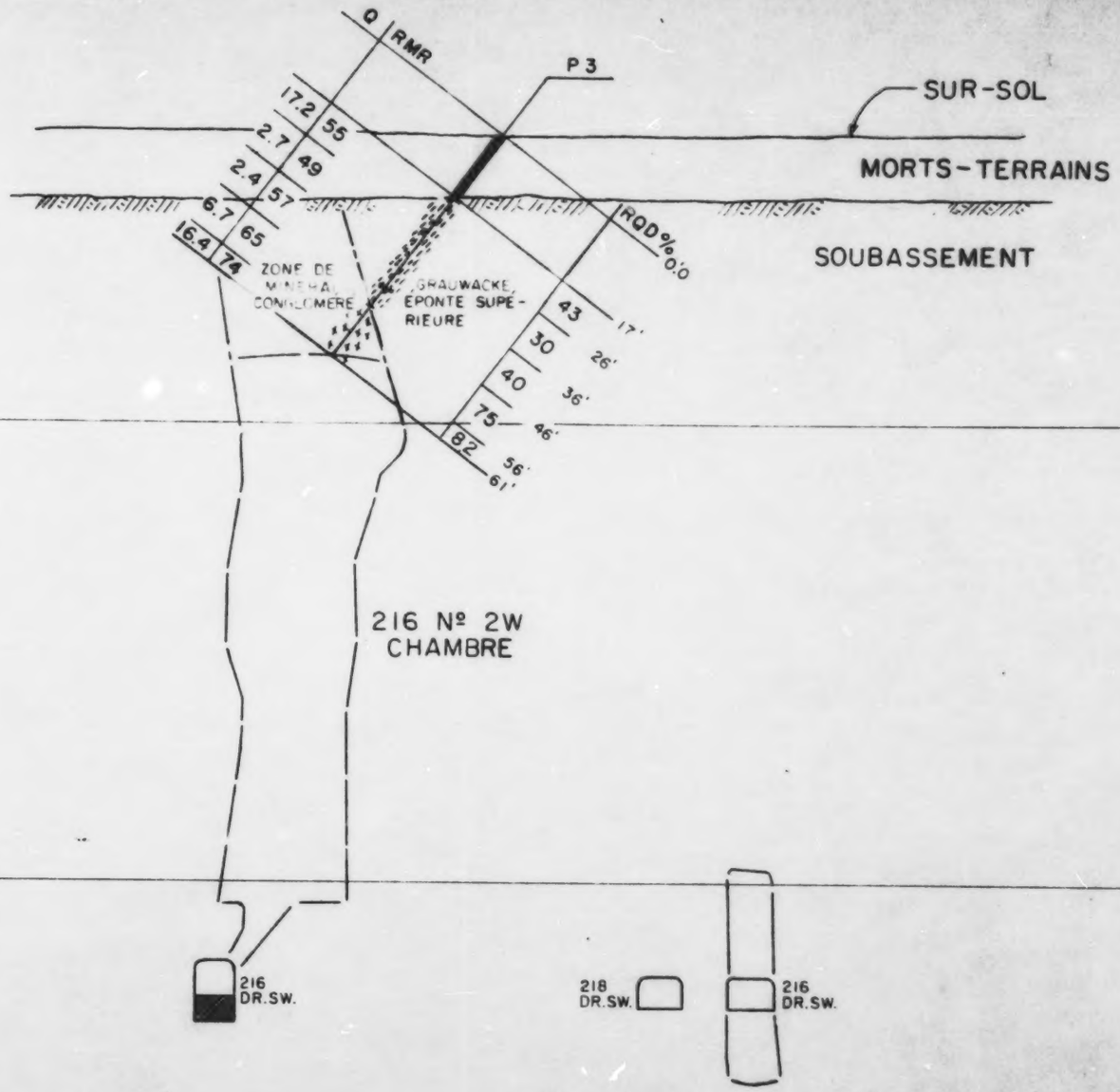
SECTION AU POSTE 34W
ÉCHELLE 1"=30'

Trow

ÉTUDE DU STOT D.S.S.
MINE Nº 1 PAMOUR
TIMMINS, ONTARIO.

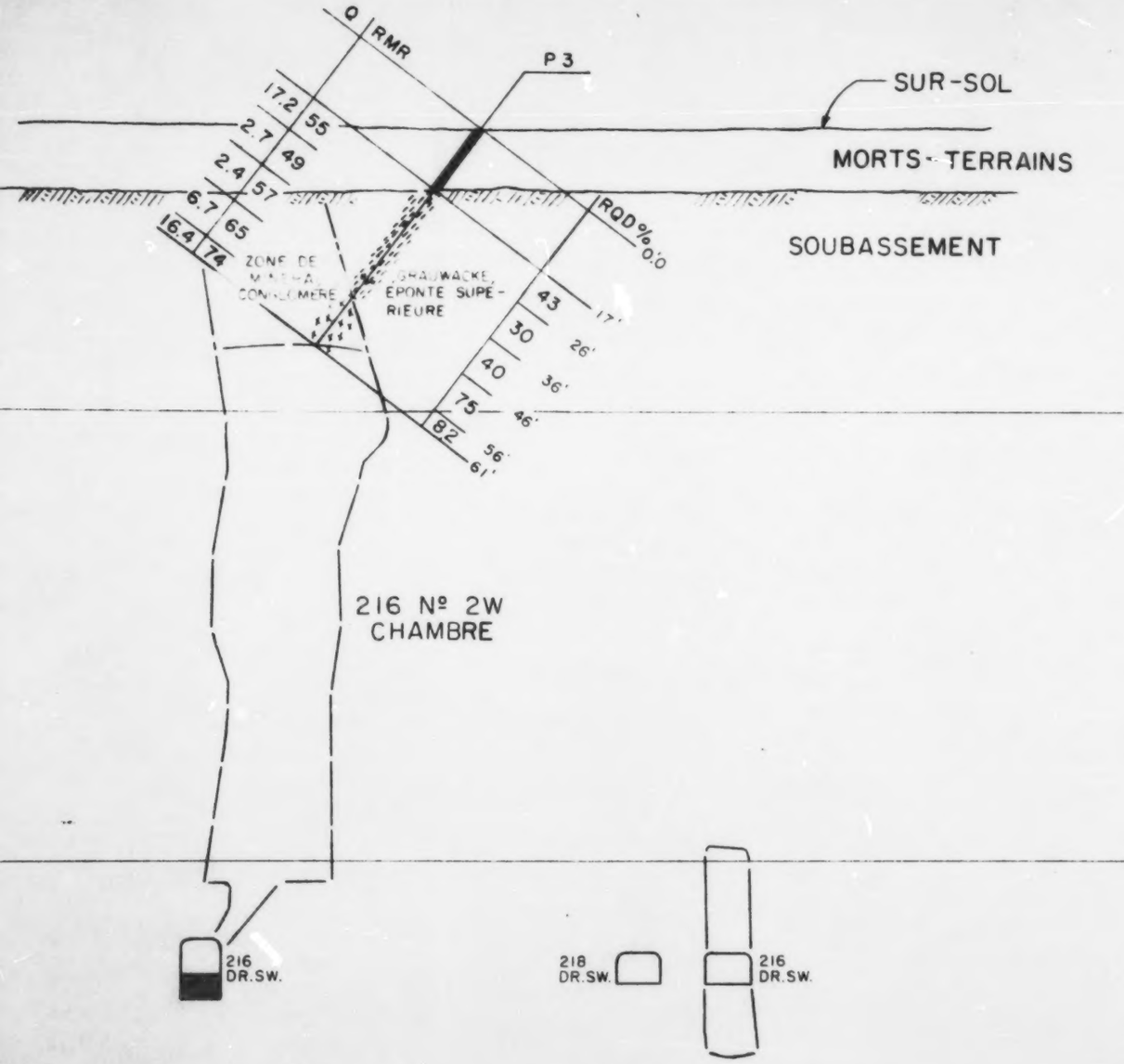
PROJ. SO 2095 R	DATE NOVEMBRE 1988	Nº ILLUST. 3

REV. SEPTEMBRE 1989



SECTION AU POSTE 18W

ÉCHELLE 1"= 30'



SECTION AU POSTE 18W

ÉCHELLE 1"= 30'

Trow

ÉTUDE DU STOT D.S.S.
MINE Nº 1 PAMOUR
TIMMINS, ONTARIO.

PROJ. SO 2095R	DATE NOVEMBRE 1988	Nº ILLUST. 4

REV. SEPTEMBRE 1989

6 400 N

82 X

81

ZONE Nº 3

83

CAVERNE SOUTERRAINE
NIVEAU 4900

6 200 N

BASSIN DE
DÉCANTATION

RÉSERVOIR

RÉSERVOIR

CHEMIN BOUSQUET

CHEMIN YORBEAU

6 000 N

6 800 E

7 000 E

7 400 E

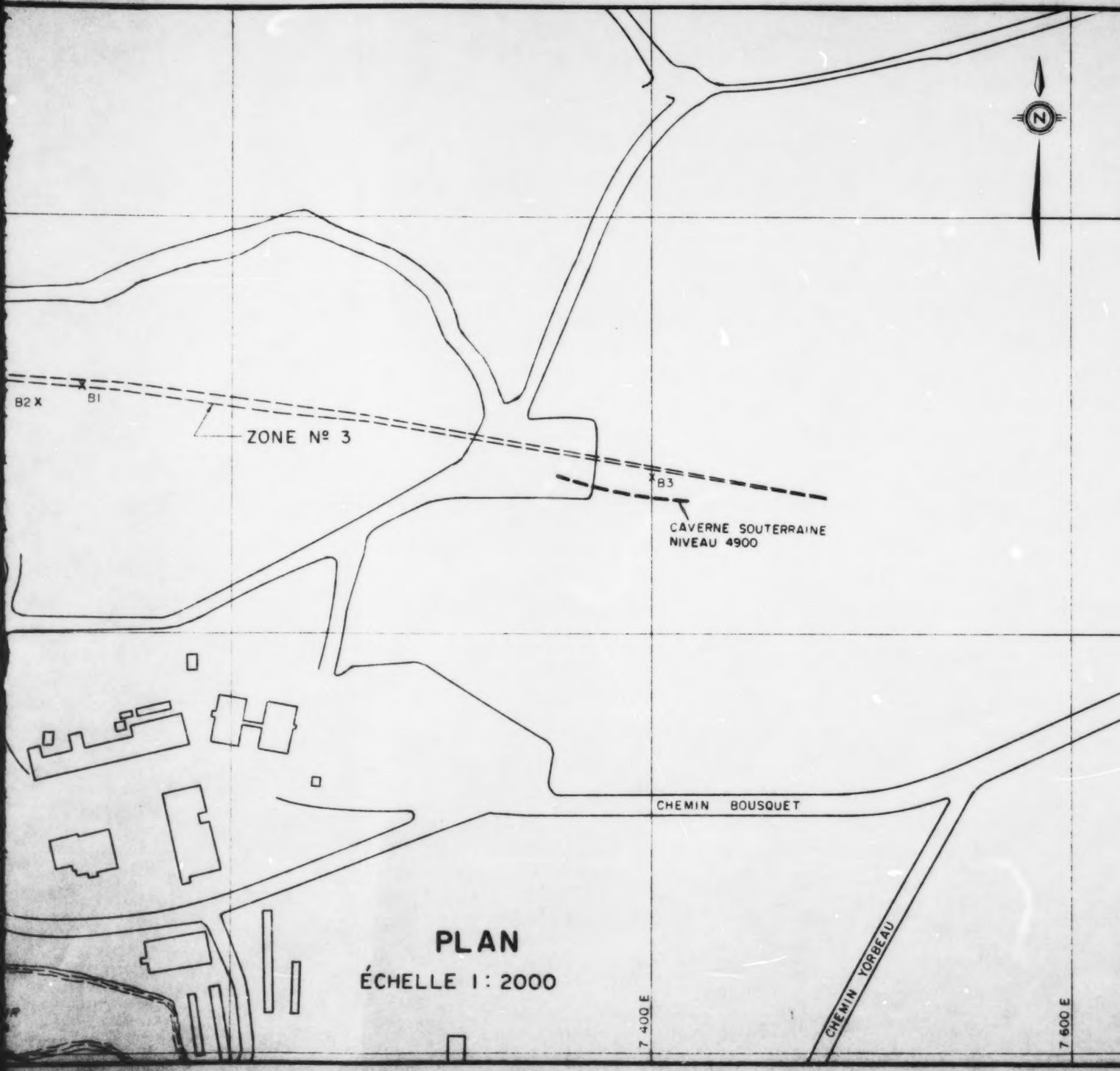
PLAN

ÉCHELLE 1 : 2000

LÉGENDE

X SITE PROPOSÉ DU FORAGE D'ESSAI

NOTES 1) Plan esquissé à partir de l'illustration Nº 3-G-58-80P distribuée par Minerais Lac Ltée, Division Bousquet.



PLAN

ÉCHELLE 1 : 2000

Trow

ÉTUDE DU STOT D.S.S.
MINE BOUSQUET
MALARTIC, QUEBEC.

PROJ. SO 2095 R	DATE NOVEMBRE 1988	Nº ILLUST. 5

REV. SEPTEMBRE 1989

EL. 4950

SUR-SOL

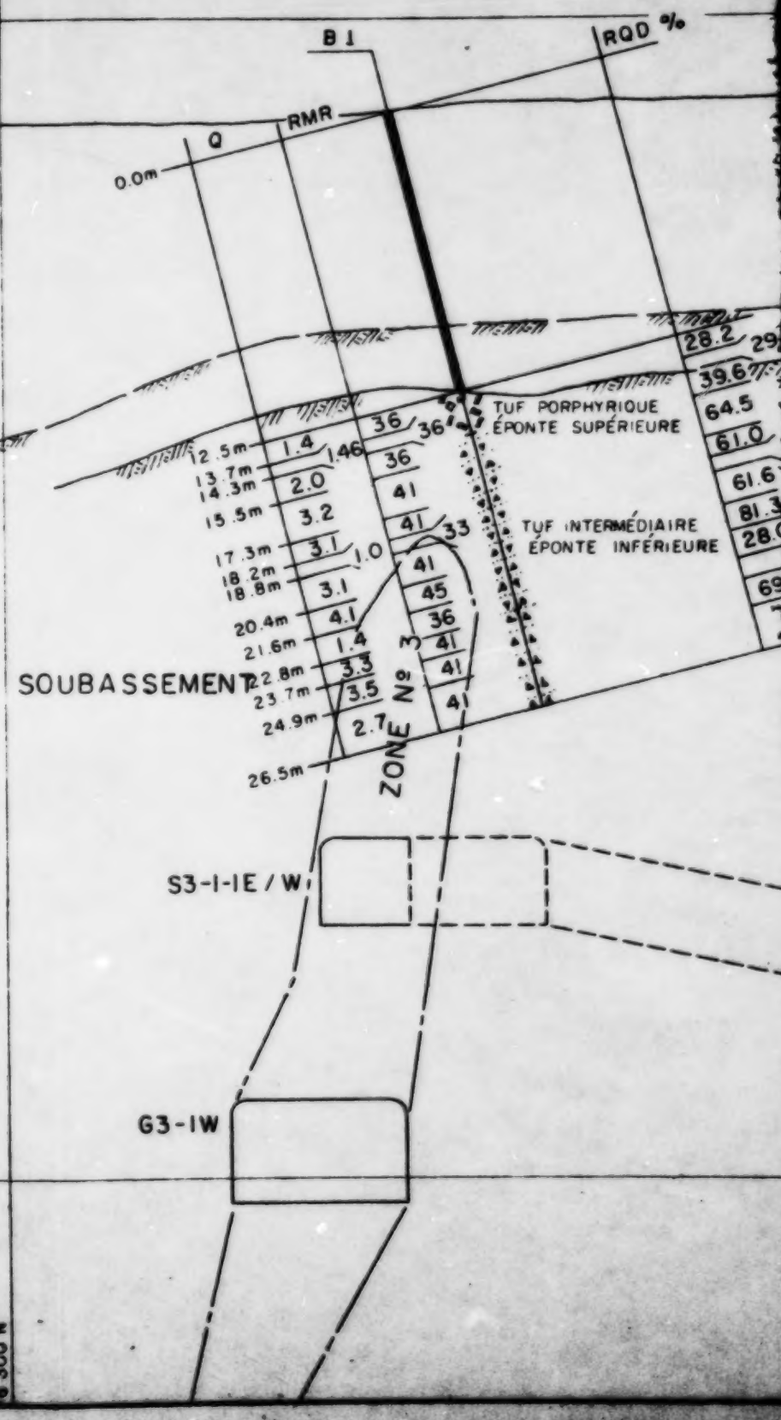
MORTS-TERRAINS

SOUBASSEMENT PREVÚ

EL. 4900

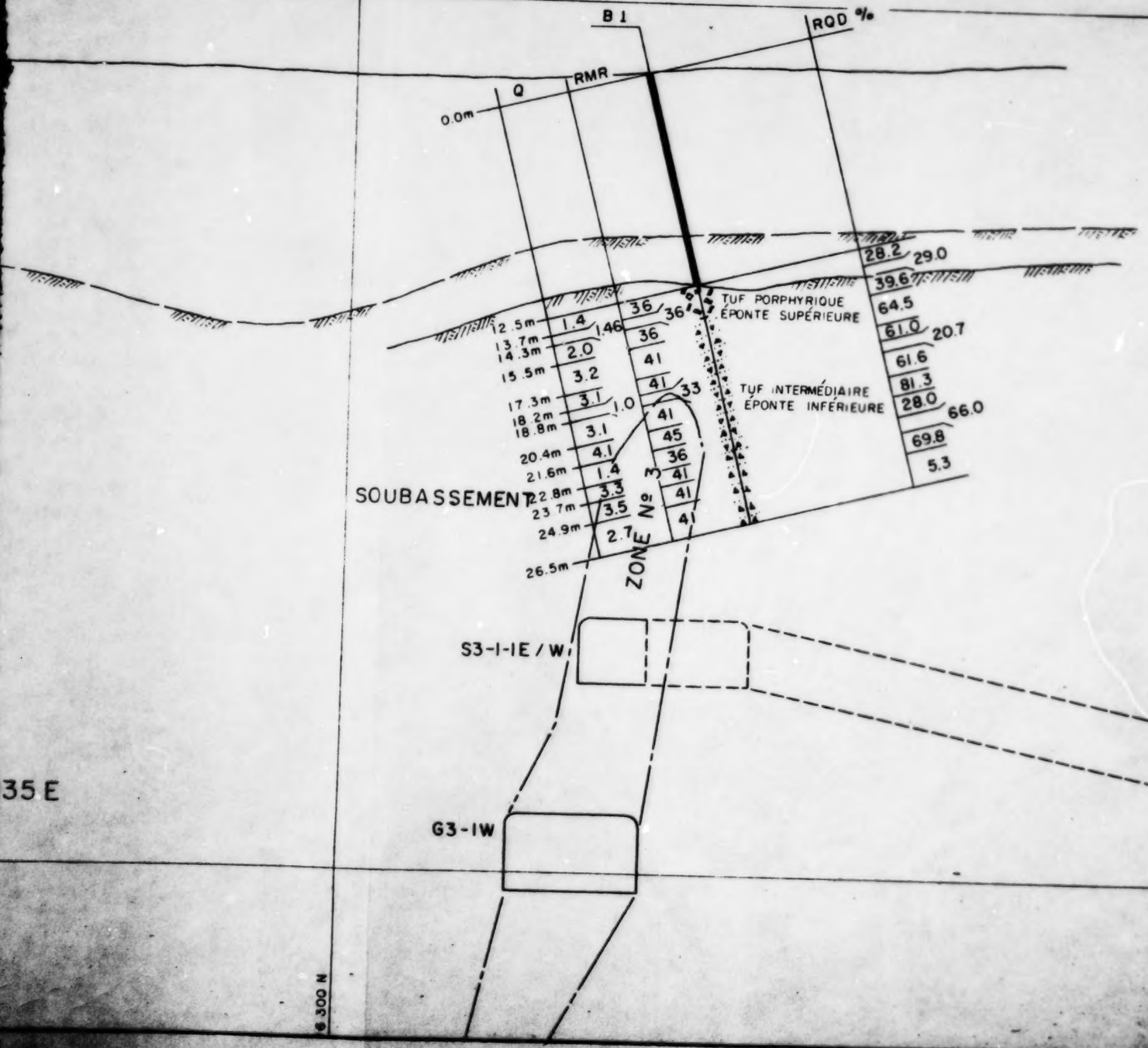
6 250 N

6 300 N



SECTION AU POSTE 7135 E

ÉCHELLE 1 : 250



Trow

ÉTUDE DU STOT D.S.S.
MINE BOUSQUET
MALARTIC, QUEBEC.

PROJ. SO 2095R	DATE NOVEMBRE 1988	Nº ILLUST. 6

REV. SEPTEMBRE 1989

SUR-SOL

MORTS-TERRAINS

SOUBASSEMENT

EL. 4950

B2

RQD% 0.0m

Q RMR

18.2 m
30.0 19.8m
18.8 21.0m
0.0
246m
11.0
27.7m
0.0 29.2m
29.8m
55.8 30.7m
31.3m
83.0 75.0 33.1m
37.7m
51.0 95.8 35.0m
80.0 36.5m

TUF INTERMÉDIAIRE
1.5 35 ÉPONTE SUPÉRIEURE
0.9 30
0.5 30
0.6 30
0.5 30 40
2.9 44
3.8 44 40
2.6 4.8 47
4.0 44

ZONE DE MINERAI
TUF FERRO-MAGNÉSIEN

NE PEUT ÊTRE ENREGISTRÉ

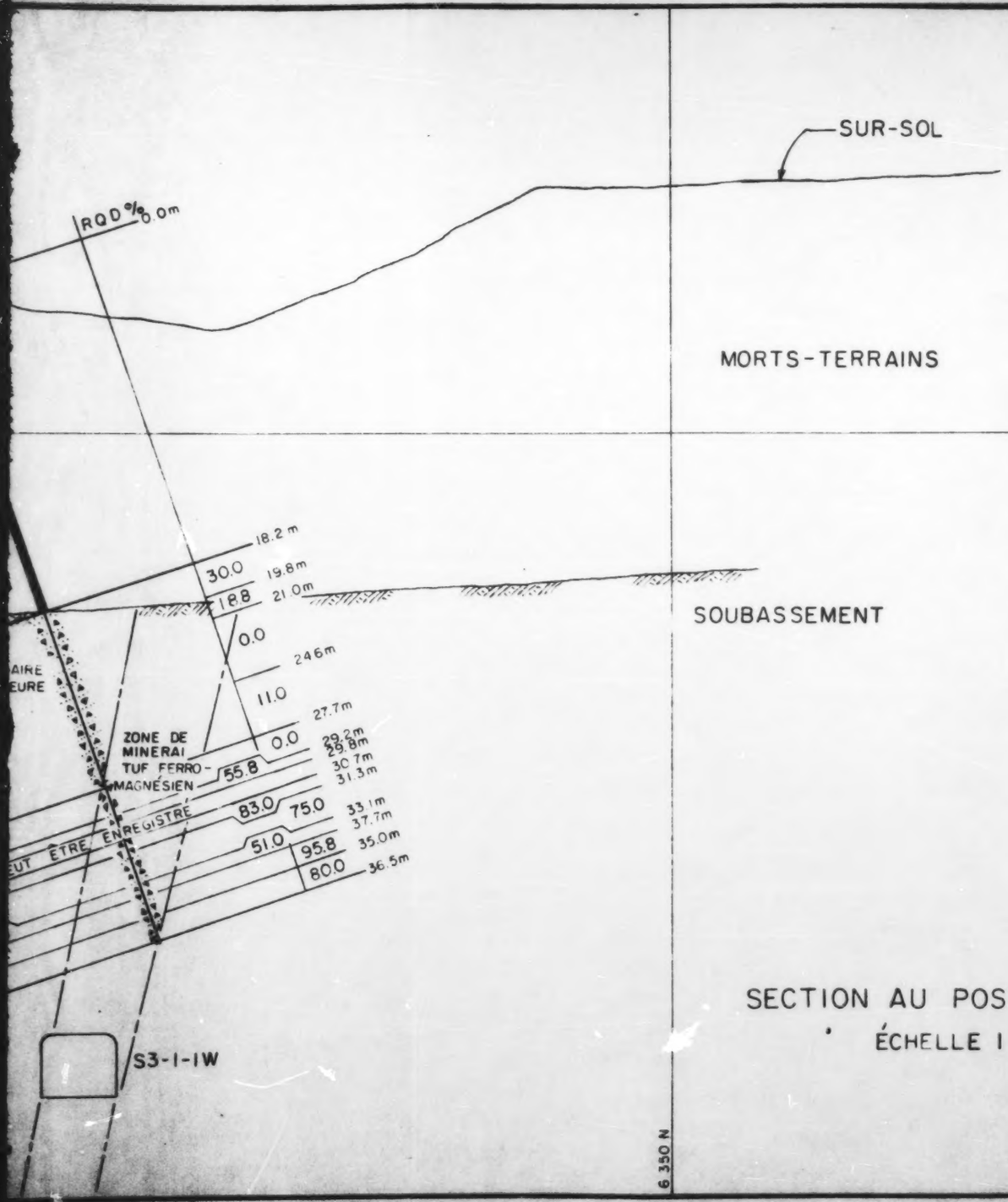
S3-1-1W

6 300 N

6 350 N

SECTION AU POST

ÉCHELLE 1:



EL. 4950

6400 N

SECTION AU POSTE 7110 E

ÉCHELLE 1 : 250

Trow

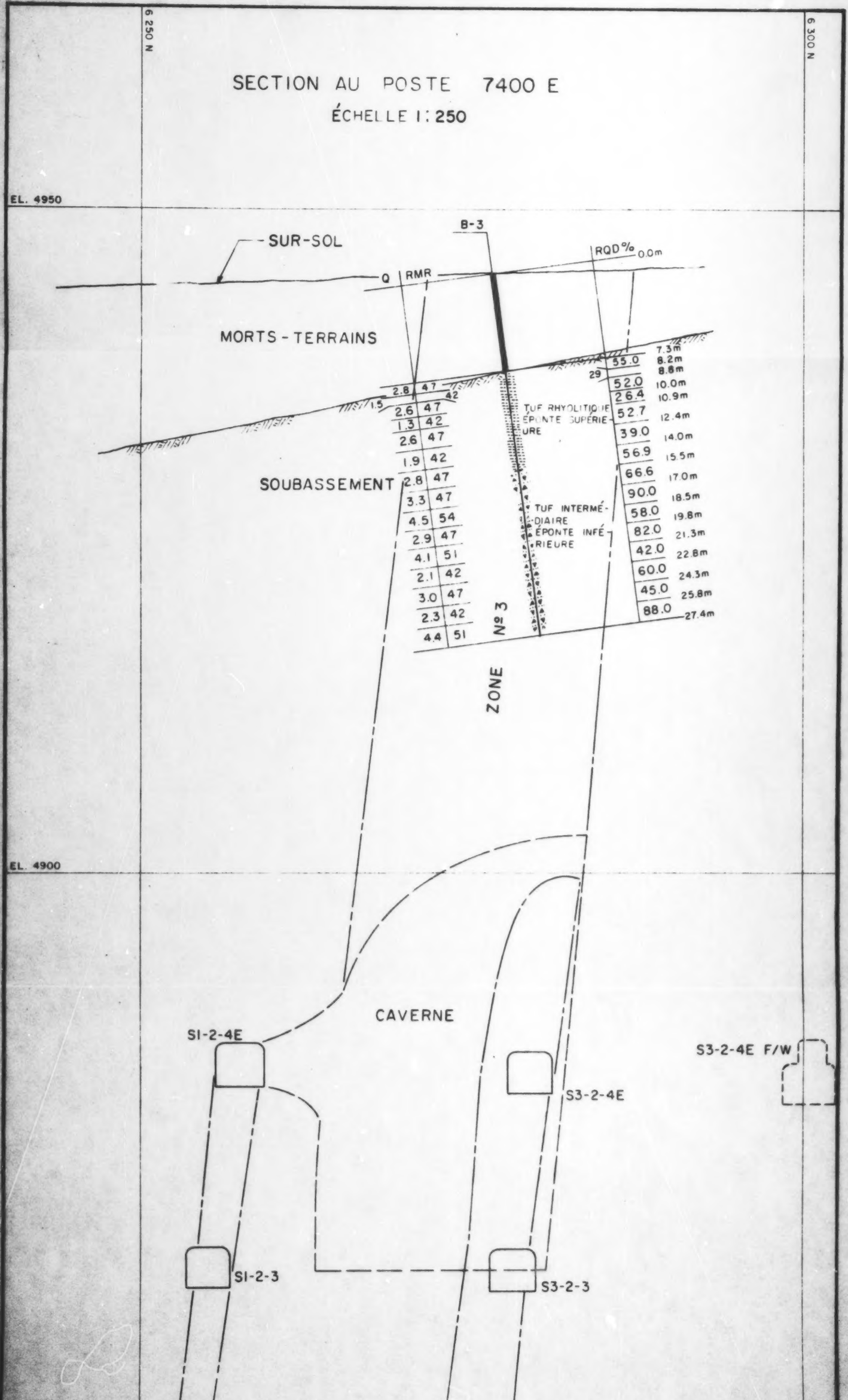
ÉTUDE DU STOT D.S.S.
MINE BOUSQUET
MALARTIC, QUEBEC.

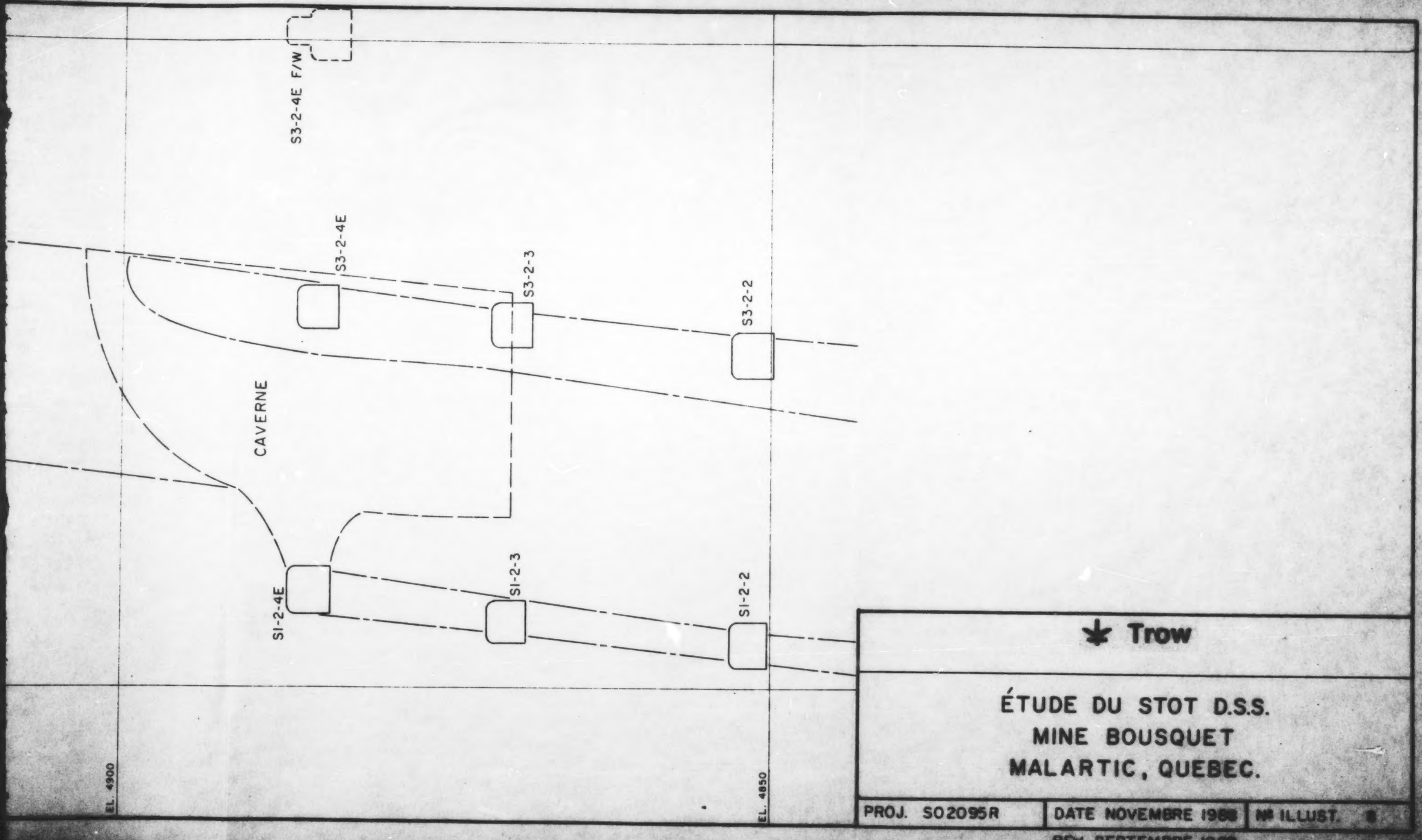
PROJ. SO 2095 R	DATE NOVEMBRE 1988	Nº ILLUST. 7

REV. SEPTEMBRE 1989

SECTION AU POSTE 7400 E

ÉCHELLE 1:250





Trow

ÉTUDE DU STOT D.S.S.
MINE BOUSQUET
MALARTIC, QUEBEC.

PROJ. S02095R	DATE NOVEMBRE 1988	Nº ILLUST. 8

REV. SEPTEMBRE 1989

11 500 N

11 000 N

CONTOUR DU MINERAI
PROJETÉ À LA SURFACE
AVANT L'EXPLOITATION

BM1

BM2

BM3

BLOC 2-9E-2S

BLOC 3-9E-2S

12 500 E

13 000 E

13 500 E

14 000 E

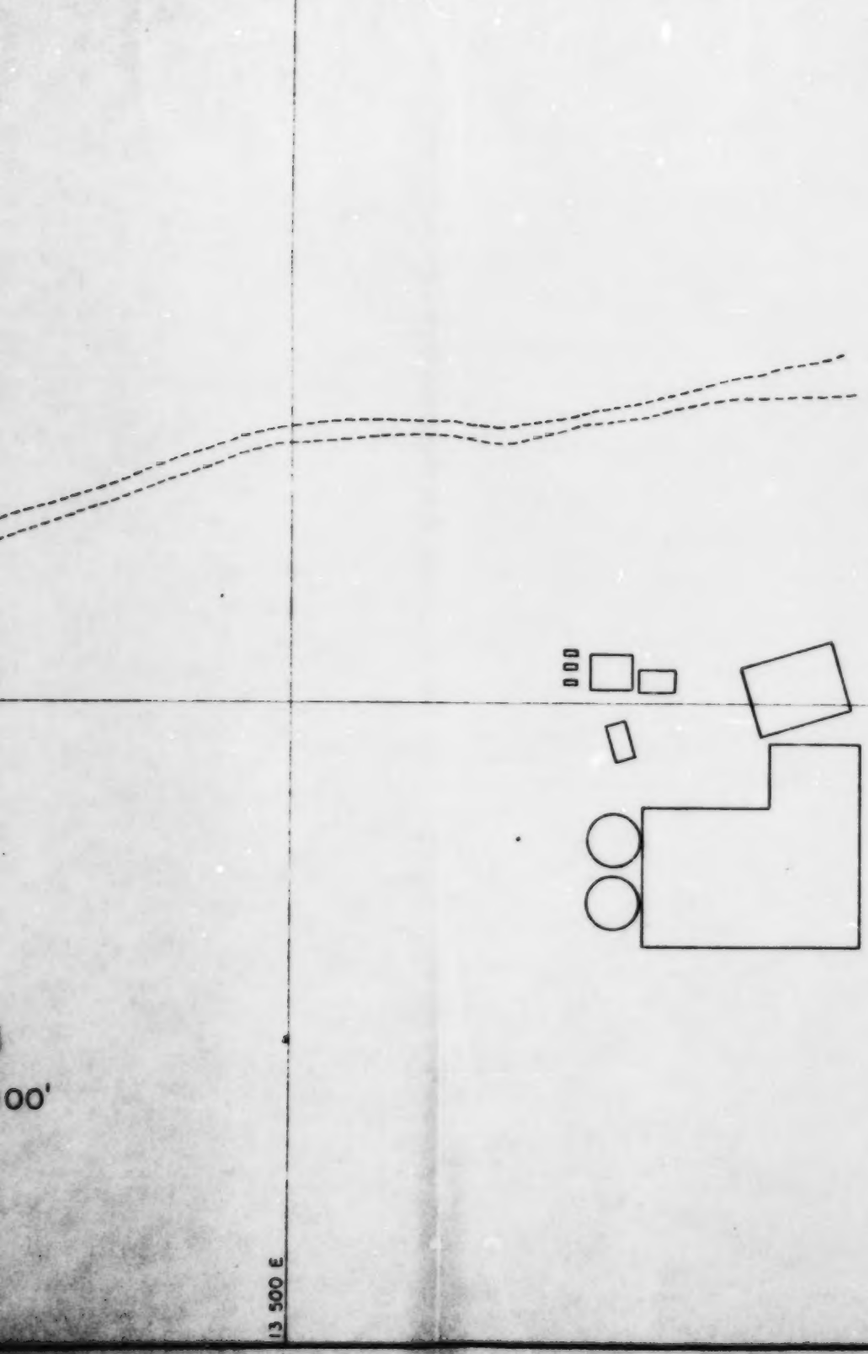
PLAN

ÉCHELLE 1"= 100'

LÉGEND

X SITE PROPOSÉ DU FORAGE D'ESSAI

NOTES 1) Plan esquissé à partir de l'illustration distribuée par Les Mines Belmoral Ltée.

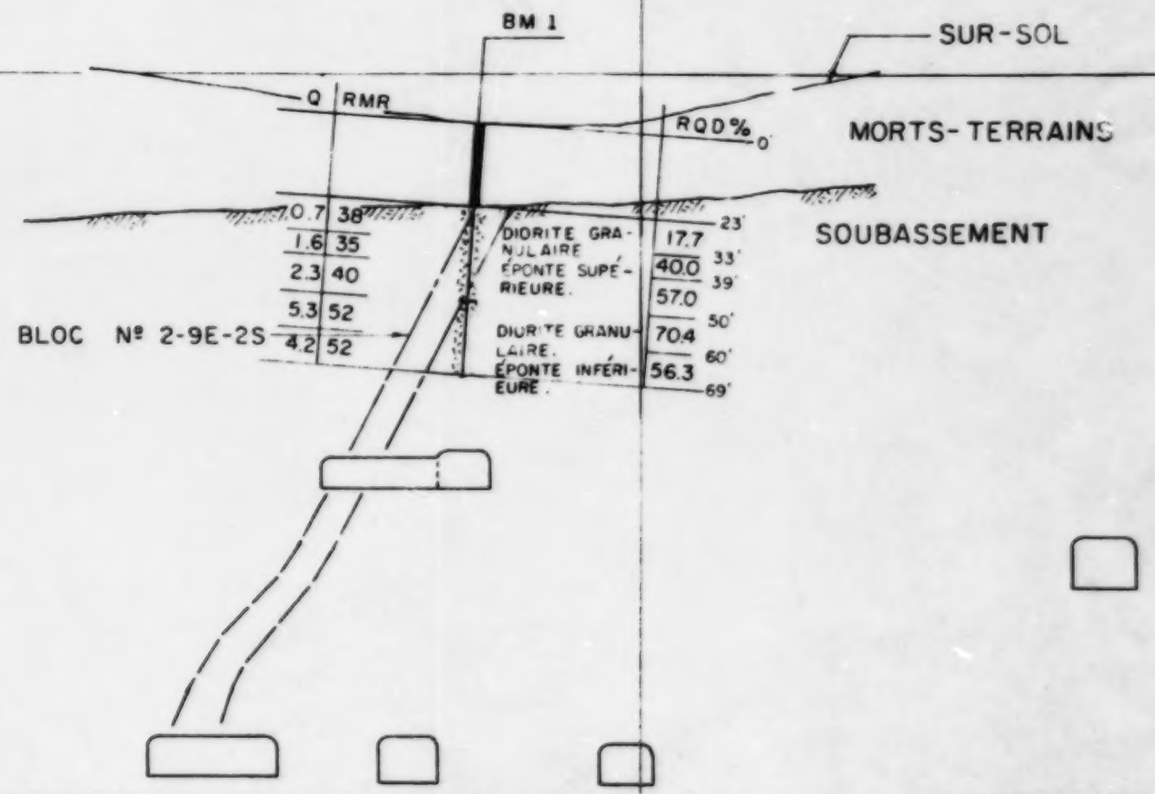


Trow

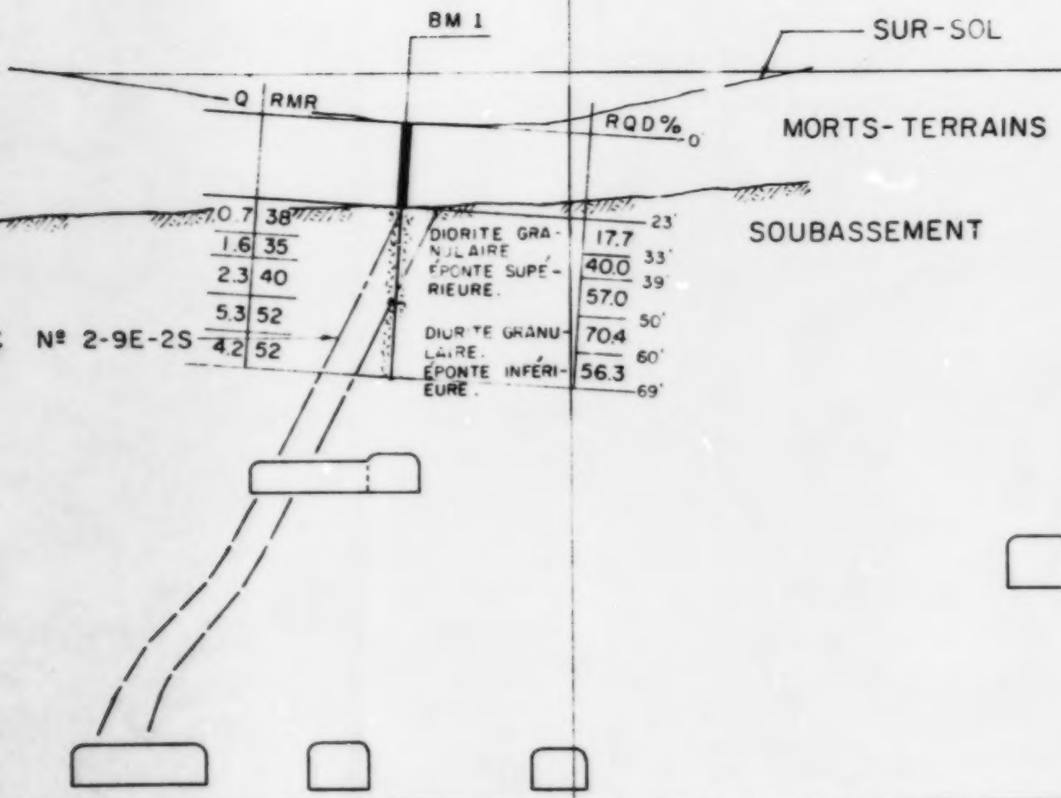
ÉTUDE DU STOT D.S.S.
MINE FERDERBER
VAL D'OR, QUEBEC.

PROJ. SO 2095R	DATE NOVEMBRE 1988	Nº ILLUST. 9

REV. SEPTEMBRE 1989



SECTION AU POSTE 12 700 E
ÉCHELLE 1"= 40'



Trow

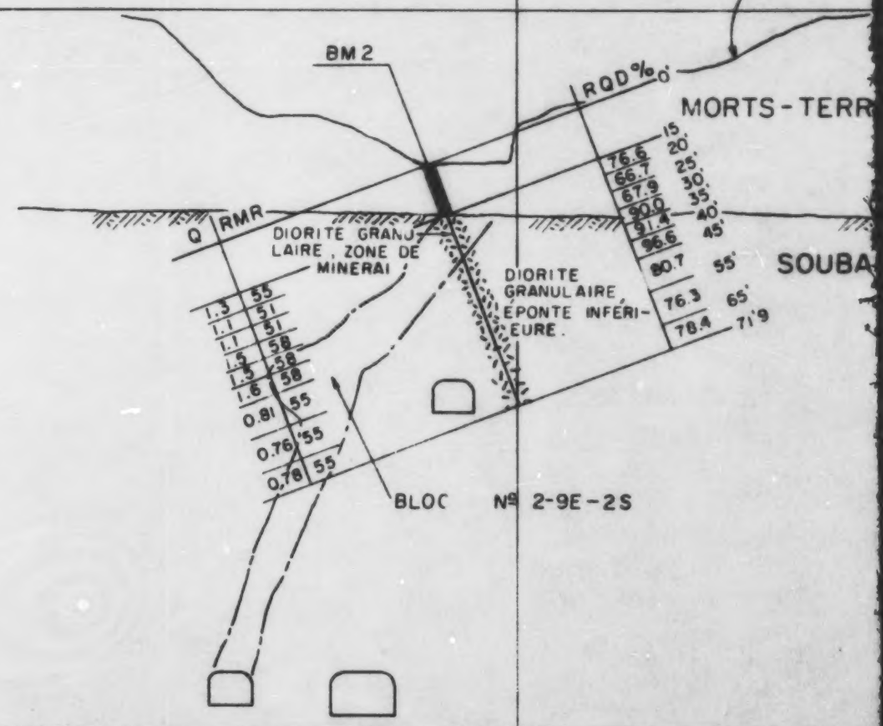
ÉTUDE DU STOT D.S.S.
MINE FERDERBER
VAL D'OR, QUEBEC.

PROJ. SO 2095R	DATE NOVEMBRE 1988	Nº ILLUST. 10

REV. SEPTEMBRE 1989

EL 10 000

EL 9 800



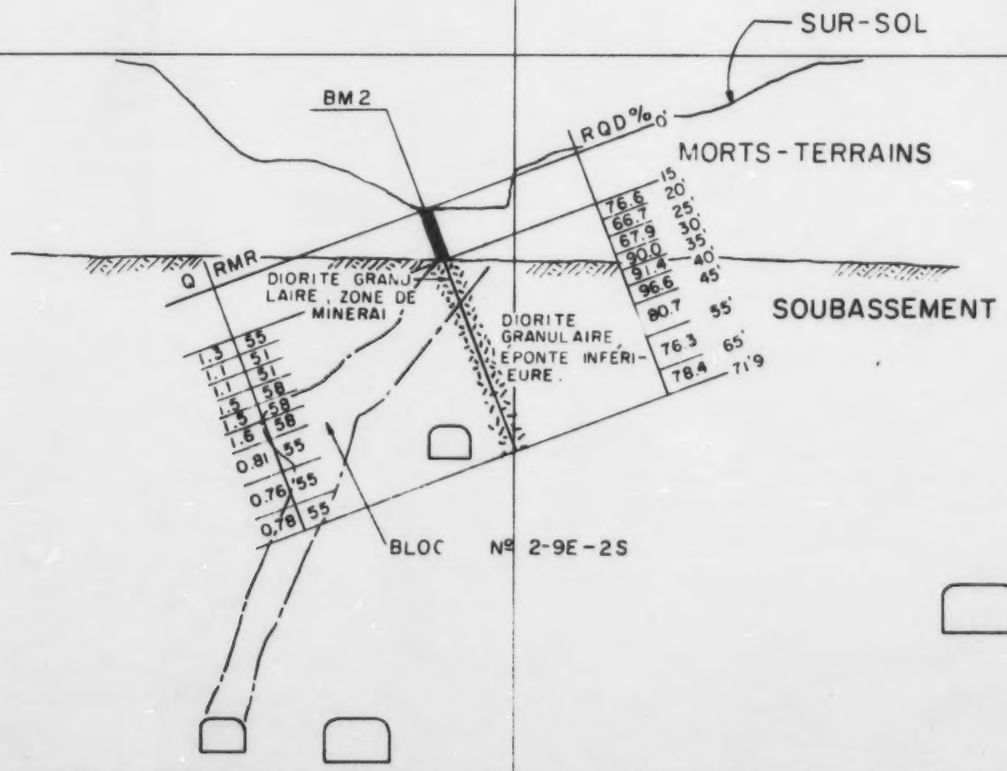
SECTION AU POSTE 12 800 E

ÉCHELLE 1"= 40'

10 600 N

10 800 N

11 000 N



Trow

ÉTUDE DU STOT D.S.S.
MINE FERDERBER
VAL D'OR, QUEBEC.

PROJ. SO 2095 R	DATE NOVEMBRE 1988	Nº ILLUST. 11

REV. SEPTEMBRE 1989

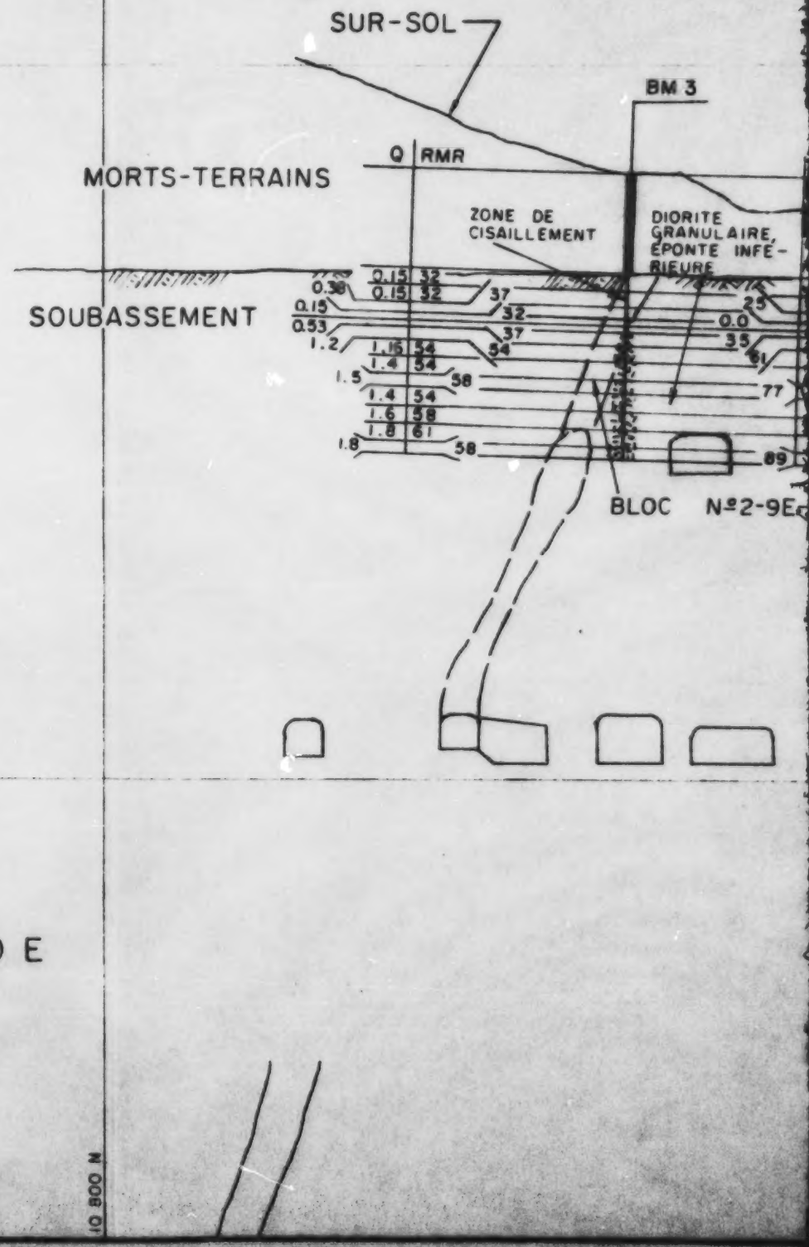
EL 10 000

EL. 9 800

10 400 N

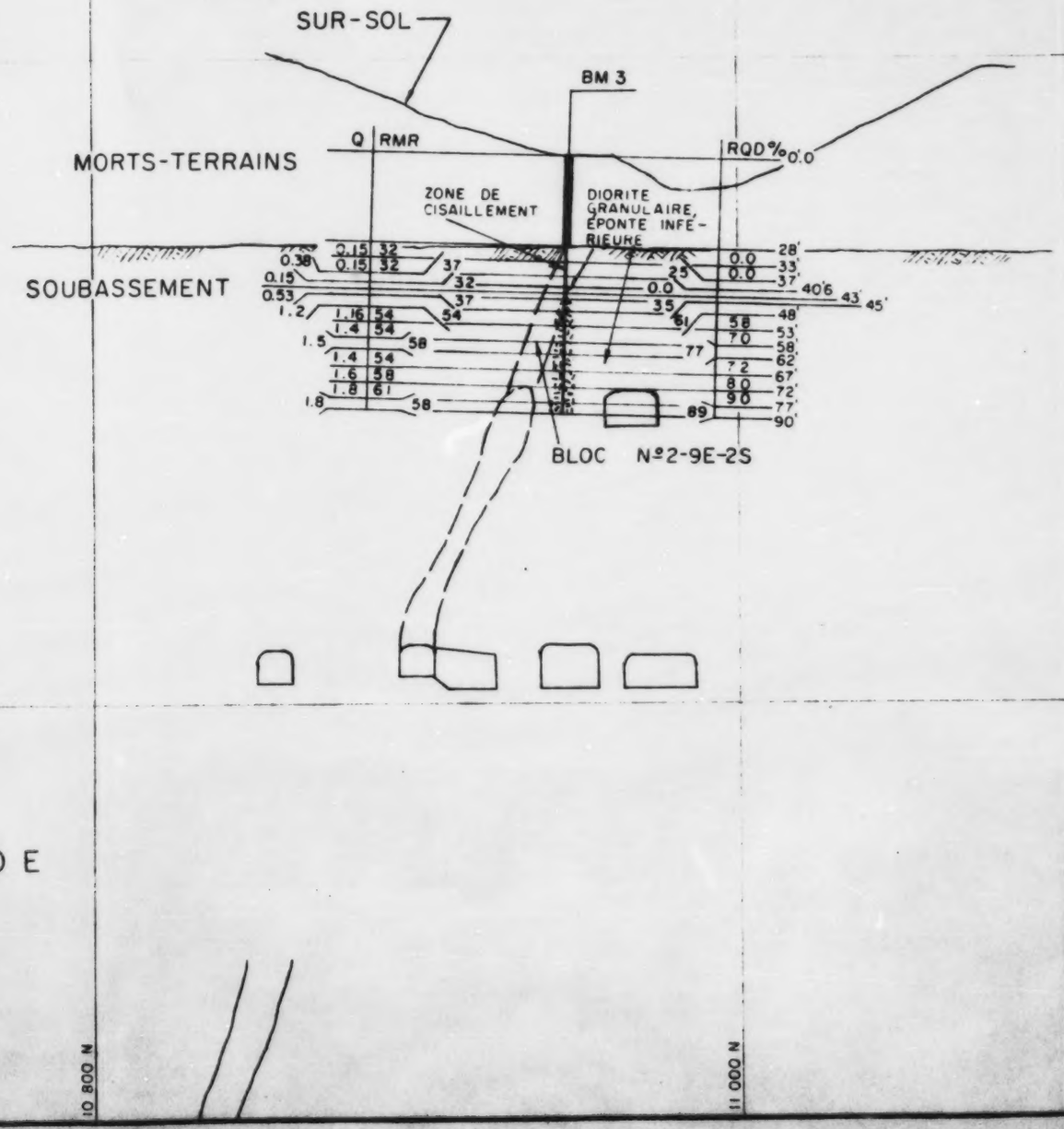
10 600 N

10 800 N



SECTION AU POSTE 12 750 E

ÉCHELLE 1"= 40'



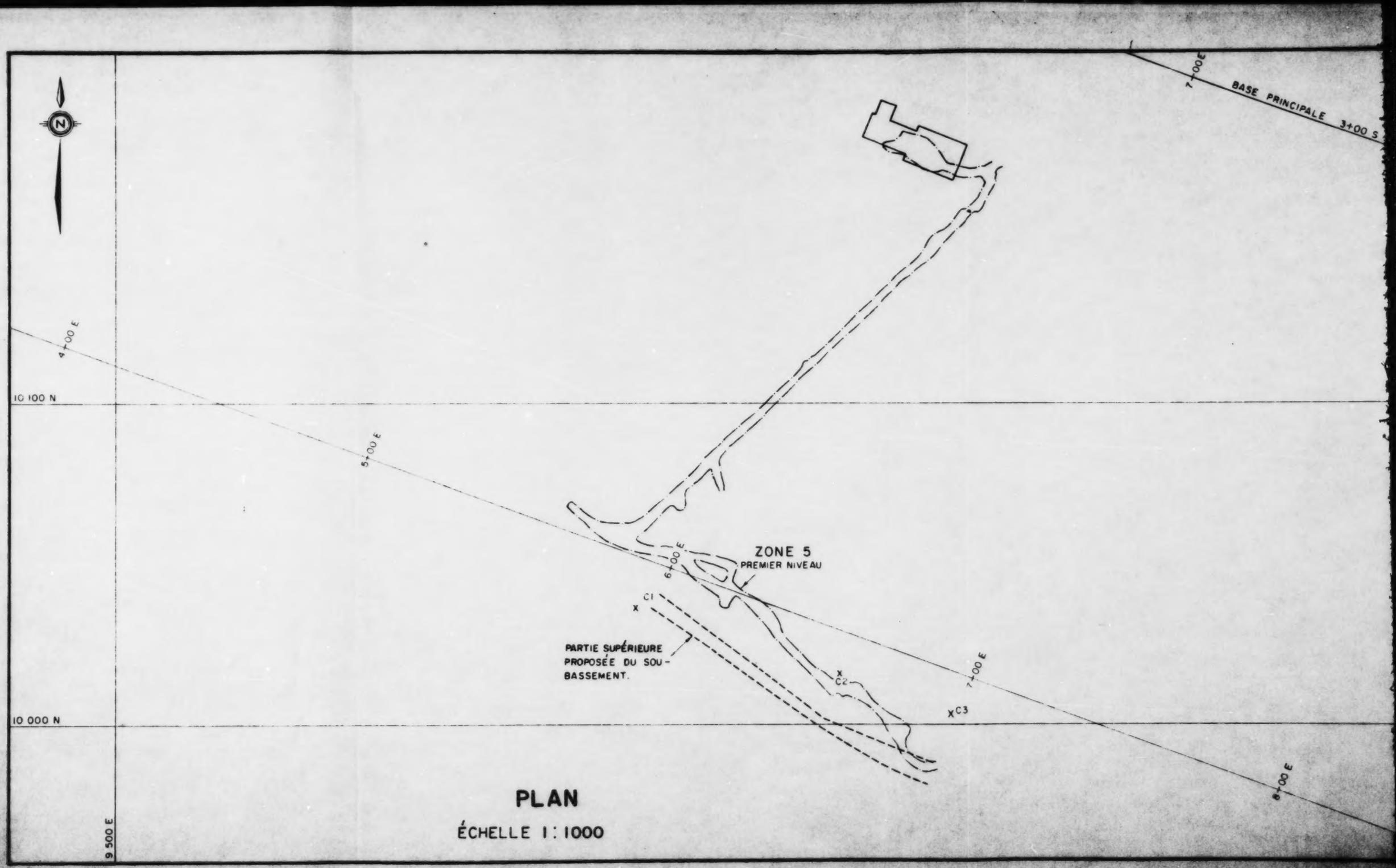
AU POSTE 12 750 E
ÉCHELLE 1"= 40'

Trow

ÉTUDE DU STOT D.S.S.
MINE FERDERBER
VAL D'OR, QUEBEC.

PROJ. SO2095R	DATE NOVEMBRE 1988	Nº ILLUST. 12

REV. SEPTEMBRE 1989



PLAN

ÉCHELLE 1 : 1000

BASE PRINCIPALE 3+00 S

7+00 E

8+00 E

ZONE 5
PREMIER NIVEAU

XC2

XC3

7+00 E

8+00 E

9 900 E

LÉGENDE

X SITE PROPOSÉ DU FORAGE D'ESSAI

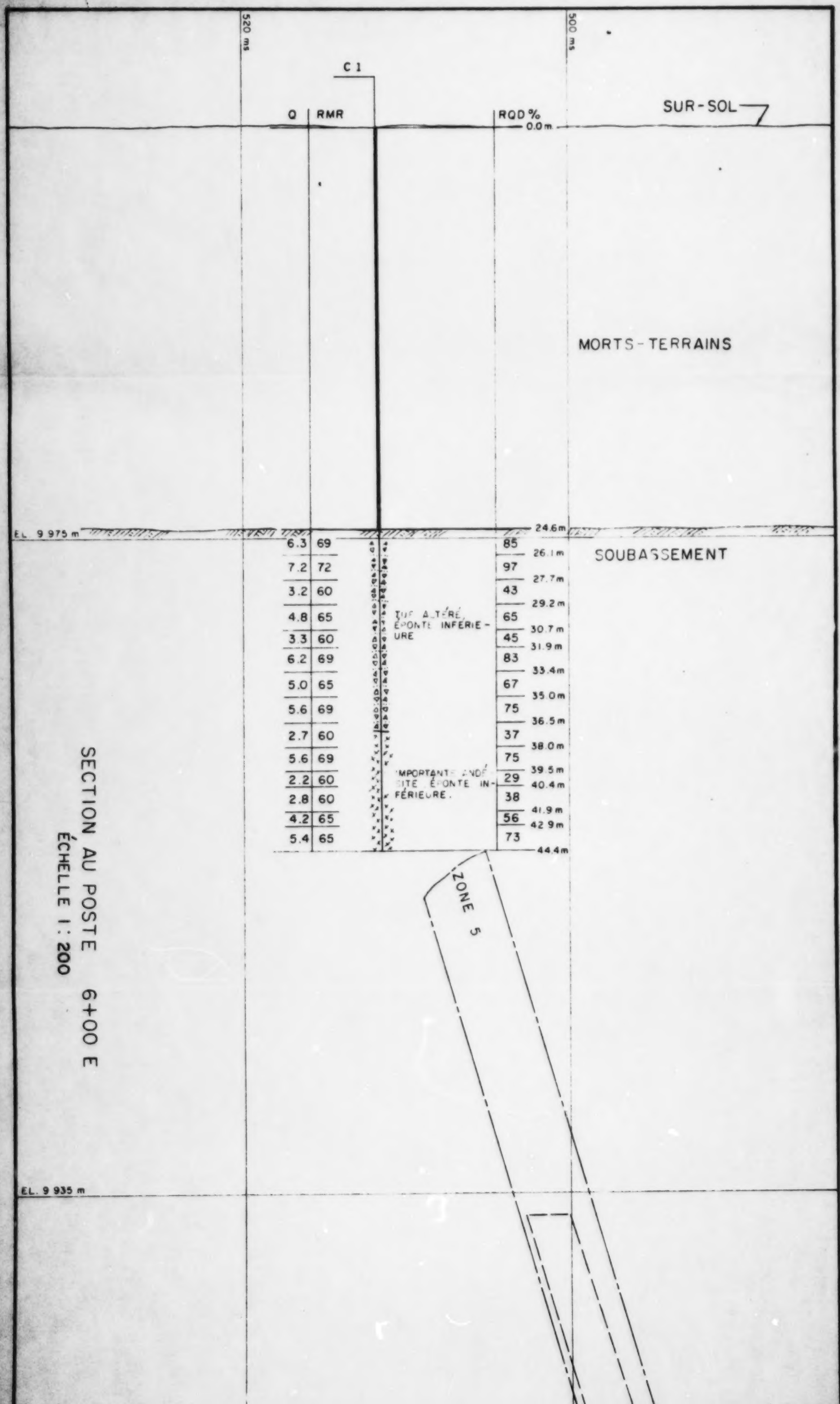
NOTES 1) Plan esquissé à partir de l'illustration Nº 02-514-272 distribuée par La Société Minière Louvem Inc.

Trow

ÉTUDE DU STOT D.S.S.
MINE CHIMO
LOUVICOURT, QUEBEC.

PROJ. S02095R	DATE NOVEMBRE 1988	Nº ILLUST. 13

REV. SEPTEMBRE 1989


520 mS
500 mS
C 1
Q
RMR
RQD %
SUR-SOL
0.0 m
MORTS-TERRAINS
EL. 9 975 m
24.6m
SOUBASSEMENT
6.3 69
7.2 72
3.2 60
4.8 65
3.3 60
6.2 69
5.0 65
5.6 69
2.7 60
5.6 69
2.2 60
2.8 60
4.2 65
5.4 65
TUF ALTÉRÉ, ÉPONTE INFÉRIEURE
IMPORTANTE ZONE FAILLE ÉPONTE INFÉRIEURE.
85
26.1m
97
27.7m
43
29.2m
65
30.7m
45
31.9m
83
33.4m
67
35.0m
75
36.5m
37
38.0m
75
39.5m
29
40.4m
38
41.9m
56
42.9m
73
44.4m
ZONE 5
SECTION AU POSTE 6+00 E
ÉCHELLE 1:200
EL. 9 935 m

| | | |

RQD % 0.0 m

C 2

Q I RMR

520 ms

SUR-SOL

MORTS-TERRAINS

540 ms

EL. 9 975 m

SOUBASSEMENT

ANDÉSITE
ÉPONTE SU-
PÉRIEURE.

ANDÉSITE
ZONE DE MINE-
RAI.

ZONE 5

32.2 m
33.7 m
34.9 m
36.5 m
38.0 m
39.2 m
40.7 m
41.6 m
42.9 m
44.4 m
45.6 m
47.1 m
48.6 m
49.5 m
50.4 m

21 29 82 45 23 68 21 27 67 52 35 66 33 0

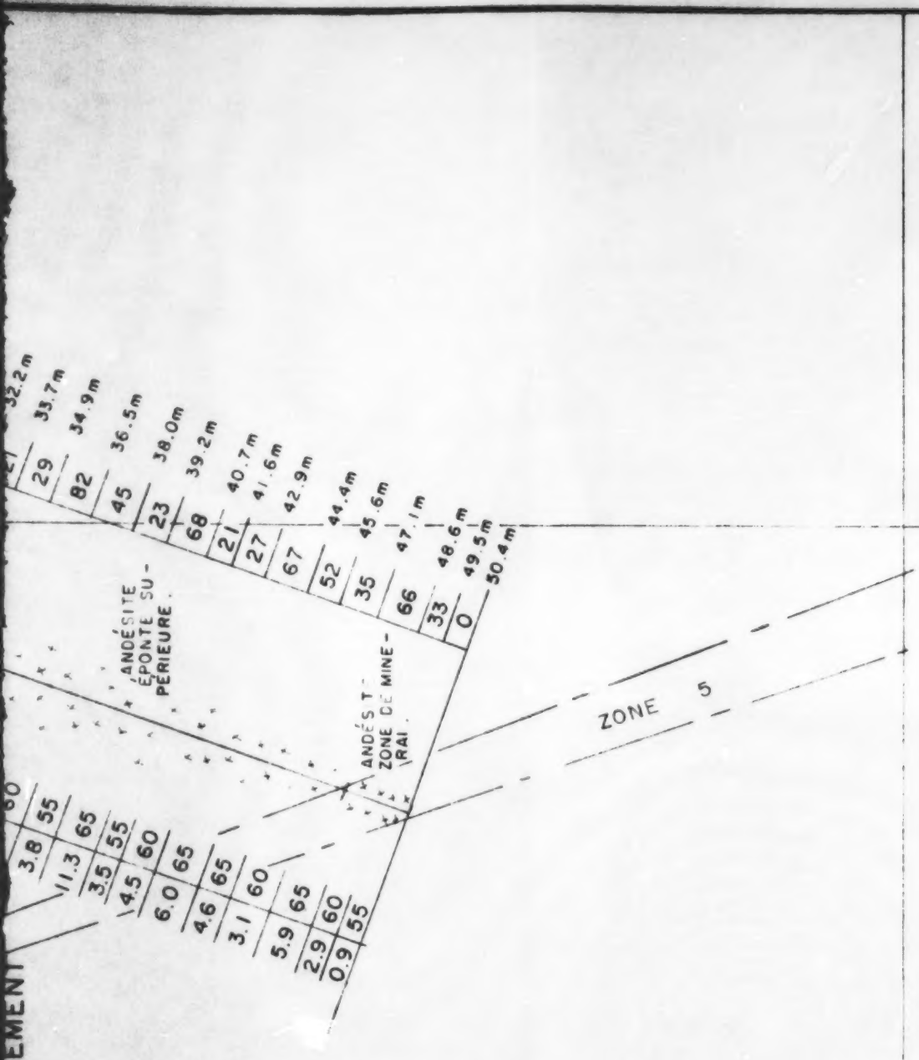
3.5 4.8 13.7 7.5 3.8 11.3 3.5 4.5 6.0 4.6 3.1 5.9 2.9 0.9

55 60 69 60 55 65 55 60 65 65 60 65 60 55

EL. 9 935 m

SECTION AU POSTE 6+60 E

ÉCHELLE 1 : 200



SECTION AU POSTE 6+60 E

ÉCHELLE 1 : 200

Trow

ÉTUDE DU STOT D.S.S.
MINE CHIMO
LOUVICOURT, QUEBEC.

PROJ. SO 2095 R	DATE NOVEMBRE 1988	Nº ILLUST. 15

REV. SEPTEMBRE 1989

ROD % 00m

C3

Q RMR

520 ms

540 ms

SUR-SOL

MORTS-TERRAINS

EL. 9 975 m

SOUBASSEMENT

ANDÉSITE EPONTE SUPERIEURE.

35.3m 35.9m 36.8m 38.3m 39.5m 41.0m 42.6m 44.0m 45.3m 46.8m 48.3m 49.9m 51.4m 52.9m 53.8m 55.0m

15 80 75 51 58 33 85 58 80 66 66 83 47 11 52

14.2 13.3 12.5 8.5 9.7 5.5 14.2 9.7 13.3 11.0 11.0 13.8 7.8 1.8 8.7

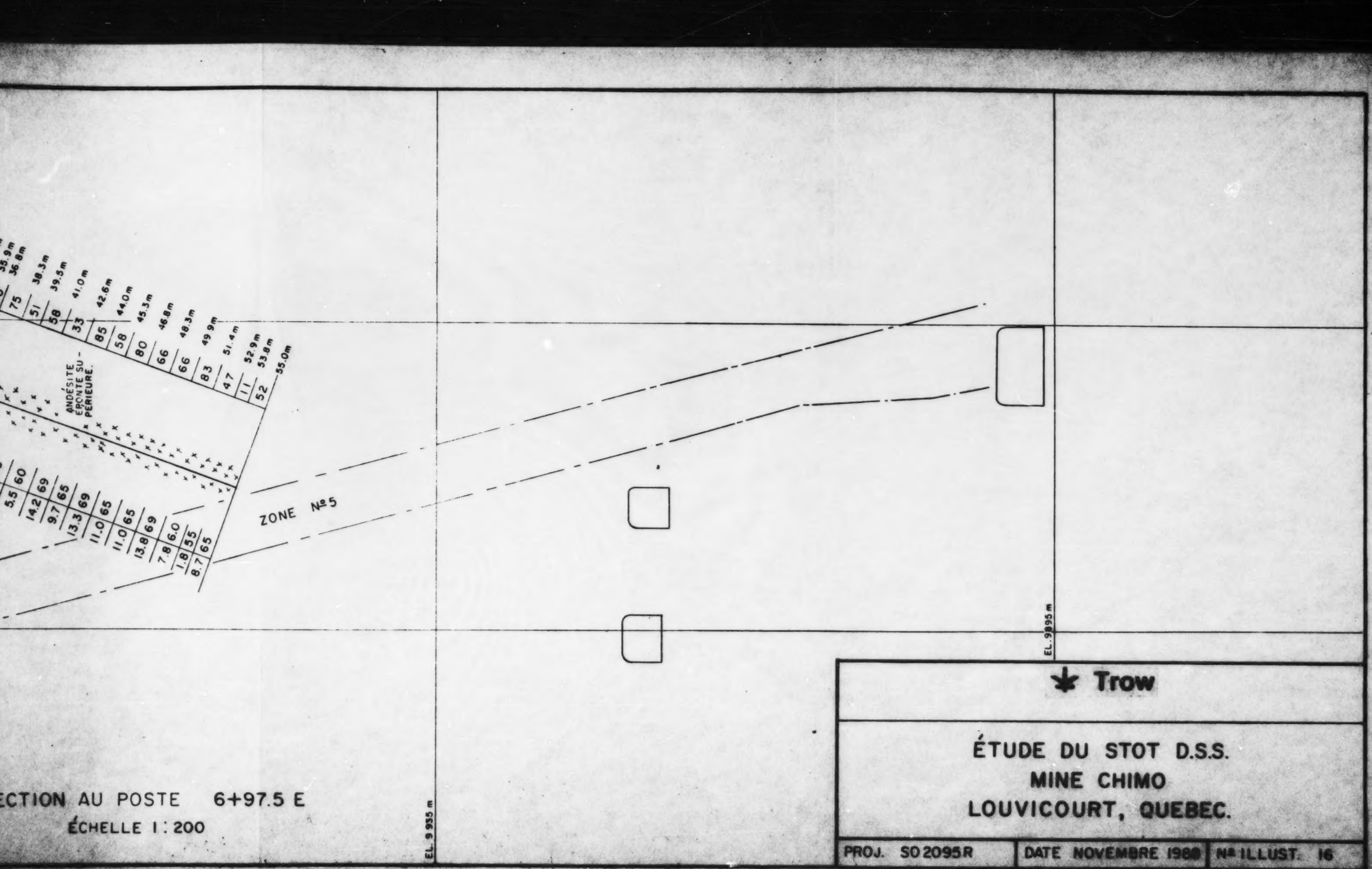
69 69 65 65 65 60 69 65 69 65 65 69 60 55 65

ZONE Nº5

EL. 9 933 m

SECTION AU POSTE 6+97.5 E

ÉCHELLE 1 : 200



ECTION AU POSTE 6+97.5 E

ÉCHELLE 1 : 200

Trow

ÉTUDE DU STOT D.S.S.
MINE CHIMO
LOUVICOURT, QUEBEC.

PROJ. SO 2095 R	DATE NOVEMBRE 1988	Nº ILLUST. 16

REV. SEPTEMBRE 1989